中国煤炭工业百科全书

安全卷

CHINA COAL INDUSTRY ENCYCLOPAEDIA

Safety Volume

目　　录

前言…… 7
凡例…… 8
条目分类目录 …… 11
彩图插页目录 …… 16
正文…… 1
条目汉字笔画索引…… 463
条目英文索引（INDEX OF ARTICLES） …… 467
条目及条目内容主题分析汉语拼音索引…… 472

条目分类目录

矿井通风 …… 180
矿内空气 …… 220
矿井气候条件 …… 171
矿井通风质量标准 …… 191
〔矿井风流特性与通风阻力〕
矿井风流流动特性 …… 155
空气流动连续性方程 …… 148
矿井风流能量 …… 157
射流 …… 364
矿井通风阻力 …… 192
导流板 …… 39
等积孔 …… 40
矿井风阻 …… 160
〔矿井通风动力〕
自然通风 …… 455
机械通风 …… 111
主要通风机的附属装置 …… 449
主要通风机工况点 …… 456
通风机联合运转 …… 382
矿井通风系统 …… 190
矿井通风方式 …… 182
主要通风机工作方法 …… 451
分区通风 …… 56
串联通风 …… 37
全风压通风 …… 358
局部通风 …… 135
扩散通风 …… 241
下行通风 …… 417
可控循环通风 …… 147
采煤工作面通风方式 …… 16
矿井通风设计 …… 182
矿井供风标准 …… 161
矿井通风系统选择 …… 191
通风巷道经济断面 …… 390
主要通风机的选型 …… 450
矿井通风网络 …… 186
风网中风流流动规律 …… 71
矿井通风网络解算 …… 187
掘进通风 …… 138
掘进通风方式 …… 139
风筒 …… 69
通风引射器 …… 390
掘进安全技术装备系列化 …… 137
〔矿井通风设施与控制〕
通风设施 …… 388
风量调节 …… 64
矿井反风 …… 152
矿井通风测量 …… 181
矿井风量测量 …… 155
矿井通风阻力测定 …… 194
通风机性能测定 …… 385
矿井漏风 …… 170
矿井通风图 …… 183
矿井瓦斯 …… 195
煤层瓦斯 …… 262
吸附瓦斯 …… 415
游离瓦斯 …… 431
瓦斯爆炸 …… 398
煤矿硫化氢 …… 322
〔煤层瓦斯流动〕
含瓦斯煤的性质 …… 95
煤的孔隙 …… 297
煤层透气性 …… 261
煤层瓦斯流动 …… 267
瓦斯带 …… 407
矿井瓦斯涌出 …… 198

开采层瓦斯涌出 …… 145
邻近层瓦斯涌出 …… 252
采空区瓦斯涌出 …… 15
煤巷瓦斯涌出 …… 340
围岩瓦斯涌出 …… 413
瓦斯喷出 …… 410
瓦斯矿井等级 …… 408
矿井瓦斯涌出量预测 …… 199
瓦斯预测图 …… 411
煤层瓦斯含量 …… 265
煤层瓦斯压力 …… 269
局部瓦斯积聚 …… 135
瓦斯抽放 …… 401
矿井可抽瓦斯量 …… 169
瓦斯抽放率 …… 404
开采层瓦斯抽放 …… 143
邻近层瓦斯抽放 …… 248
采空区瓦斯抽放 …… 14
围岩瓦斯抽放 …… 412
综合抽放瓦斯方法 …… 457
水力压裂抽瓦斯法 …… 375
水力割缝抽瓦斯法 …… 373
瓦斯抽放设计 …… 406
抽瓦斯钻孔 …… 32
抽放瓦斯泵站 …… 27
抽瓦斯管道系统 …… 29
瓦斯利用 …… 409
煤（岩）与瓦斯突出 …… 254
煤与瓦斯突出预兆 …… 342
煤（岩）与瓦斯突出分类 …… 257
煤（岩）与瓦斯突出机理 …… 258
防突综合措施 …… 54
突出预测 …… 396
突出区域预测 …… 394
工作面突出预测 …… 84
防突区域措施 …… 53
保护层 …… 1
防突局部措施 …… 52
超前钻孔 …… 18
水力冲孔 …… 371
防突松动爆破 …… 53
石门防突扩孔钻 …… 366
金属骨架 …… 130
突出安全防护措施 …… 392
震动放炮 …… 437
防突反向风门 …… 51
突出挡栏 …… 392
岩石与瓦斯突出 …… 422
煤油伴生煤层的安全开采 …… 341
矿井火灾 …… 162
矿内火灾 …… 215
内因火灾 …… 344
外因火灾 …… 412
〔煤炭自然发火基本概念与特征〕
〔煤炭自然发火基础概念〕
煤炭自燃学说 …… 338
煤炭自然发火 …… 335
〔煤炭自然发火预测与矿内火灾预报〕
煤炭自然发火危险程度预测 …… 337
煤的自燃倾向性 …… 300
矿内火灾预报 …… 218
矿内火灾防治 …… 218
易燃煤层开采 …… 430
矿井消防器材配置 …… 203
消防仓库 …… 418
消防水管网 …… 418
矿井防灭火方法 …… 153
惰气防灭火 …… 42
灌浆防灭火 …… 87
阻化剂防灭火 …… 458
均压防灭火 …… 140
泡沫防灭火 …… 346
隔绝防灭火 …… 81
防火墙 …… 50
矿井火灾时期风流控制 …… 163
火风压 …… 104

防火门 …… 49
火区管理 …… 105
火区熄灭标准 …… 106
火区启封 …… 106
火区复燃 …… 105
露天矿火灾防治 …… 253
煤田火灾 …… 339
煤矿粉尘 …… 314
粉尘性质 …… 60
粒度分布 …… 247
粉尘扩散性 …… 57
煤尘爆炸 …… 275
煤尘云爆炸浓度 …… 290
煤尘爆炸影响因素 …… 284
煤尘云着火能量 …… 293
煤尘着火温度 …… 295
煤矿粉尘检测 …… 315
粉尘浓度测定 …… 58
粉尘粒度分布测定 …… 57
游离二氧化硅含量测定 …… 430
试验粉尘 …… 367
煤尘爆炸特性 …… 282
哈特曼爆炸试验装置 …… 94
20L 爆炸试验装置 …… 461
1m³ 爆炸试验装置 …… 460
大管状煤尘爆炸性鉴定装置 …… 38
哥德伯特—格林沃尔试验炉 …… 77
煤尘层最低着火温度试验装置 …… 289
煤尘层电阻率测定装置 …… 288
煤尘爆炸试验巷道 …… 279
煤矿防尘 …… 311
减少粉尘产生量 …… 126
煤层注水减少粉尘产生量 …… 271
采空区灌水减少粉尘产生量 …… 14
煤矿降尘 …… 320
喷雾降尘 …… 348
泡沫降尘 …… 347
煤矿除尘 …… 311
矿用涂尘器 …… 224
附壁风筒 …… 74
煤尘爆炸预防 …… 287
撒布岩粉法 …… 360
粘结法 …… 344
煤尘爆炸隔绝 …… 278
水槽棚 …… 369
水袋棚 …… 371
岩粉棚 …… 421
自动隔爆装置 …… 452
抑爆喷撒器 …… 429
矿井空调 …… 169
矿井热害 …… 175
湿空气 …… 366
巷道调热圈 …… 94
矿井非人工制冷空调 …… 154
矿井人工制冷空调 …… 179
矿井热源 …… 176
换热系数 …… 104
传质系数 …… 36
矿内风流热状况预测 …… 213
〔矿井空调设备〕
矿用制冷机组 …… 237
载冷剂 …… 433
矿用保冷管道 …… 223
矿用隔热风筒 …… 233
制冷系数 …… 446
矿用空气冷却器 …… 235
矿用高低压换热器 …… 233
冷凝热的处理 …… 246
矿井制冷空调设计 …… 210
矿井制冷空调系统 …… 211
制冷站负荷 …… 446
制冷设备选择 …… 445
制冷站 …… 446
制冷空调供水系统 …… 443
矿井风流预热 …… 158
矿山救护 …… 221

矿山救护队 …… 222
救护队战斗行动准则 …… 130
矿井灾害预防和处理计划 …… 208
矿井灾害治理 …… 209
矿工自救 …… 148
避难硐室 …… 11
救灾期间风流控制 …… 132
大直径钻孔救援 …… 39
高温下救护的人体保护 …… 76
伤员现场急救 …… 362
矿用呼吸保护器 …… 233
开路型呼吸器 …… 145
闭路型呼吸器 …… 8
呼吸器面具 …… 100
潜水呼吸器 …… 357
自救器 …… 454
过滤式自救器 …… 92
化学氧自救器 …… 103
压缩氧自救器 …… 419
矿工自救系统 …… 149
苏生器 …… 378
〔呼吸保护器辅助器材〕
呼吸器性能检查仪 …… 100
自救器气密检查仪 …… 455
苏生器性能检查仪 …… 380
气体充填泵 …… 353
呼吸保护器药剂 …… 97
矿井消防器械 …… 203
二氧化碳灭火器 …… 46
高倍数机械泡沫发生装置 …… 75
惰泡发生装置 …… 41
救灾通信装备 …… 133
辅助器械 …… 72
救护用汽车 …… 131
探险绳 …… 382
冷光管 …… 246
〔煤矿安全仪器〕
〔矿井气体检测仪器〕
矿井气体检测 …… 172
甲烷测定器 …… 120
火焰安全灯 …… 107
甲烷报警器 …… 111
标准气体 …… 12
光干涉式甲烷测定器校准仪 …… 90
一氧化碳检测仪 …… 426
氧气检测仪 …… 424
多种气体检测仪 …… 40
检定管 …… 127
〔固定式气体检测装置〕
甲烷断电仪 …… 125
矿井安全环境集中监测 …… 151
风电甲烷（瓦斯）闭锁装置 …… 62
瓦斯抽放监测系统 …… 404
〔煤矿通风检测仪表〕
风速计 …… 66
风速计校准 …… 68
气压计 …… 355
湿度计 …… 365
〔煤矿火灾监测〕
束管火灾监测系统 …… 367
火灾自动探测报警灭火系统 …… 108
煤矿气体爆炸性判定仪 …… 323
红外线辐射温度计 …… 96
〔环境参数传感器〕
甲烷传感器 …… 124
一氧化碳传感器 …… 425
二氧化碳传感器 …… 45
氧气传感器 …… 423
风速传感器 …… 65
温度传感器 …… 413
气压传感器 …… 354
烟雾传感器 …… 420
煤矿粉尘浓度测定仪 …… 316
测尘仪器检定 …… 17
〔电气设备防爆〕
矿用防爆电气设备 …… 226

隔爆型电气设备 …… 78
本质安全型电气设备 …… 3
增安型电气设备 …… 434
正压型电气设备 …… 438
充油型电气设备 …… 27
充砂型电气设备 …… 26
气密型电气设备 …… 353
浇封型电气设备 …… 129
矿用一般型电气设备 …… 236
摩擦火花 …… 342
煤矿水灾防治 …… 328
〔劳动卫生与劳动保护〕
煤矿劳动卫生 …… 320
职业流行病学 …… 439
劳动卫生标准 …… 243
劳动卫生监督 …… 244
尘肺 …… 20
粉尘卫生标准 …… 59
煤工尘肺 …… 303
硅肺 …… 91
尘肺结核 …… 23
尘肺三级预防 …… 24
尘肺病人劳动能力鉴定 …… 22
职业中毒 …… 441
苯中毒 …… 6
三硝基甲苯中毒 …… 361
铅中毒 …… 356
汞中毒 …… 86
一氧化碳中毒 …… 427
二氧化氮中毒 …… 44
〔煤矿有害物理因素〕
煤矿放射性危害 …… 313
噪声危害 …… 433
振动病 …… 436
滑囊炎 …… 102
职业性多发病 …… 440
工业外伤 …… 83
尘源性支气管炎 …… 25
人机工程学 …… 359
劳动保护 …… 242
个体防护用品 …… 82
防尘口罩 …… 47
女工劳动保护 …… 345
煤矿安全 …… 304
煤矿安全法规 …… 306
《煤矿安全规程》 …… 307
《作业规程》 …… 458
《操作规程》 …… 17
《矿井防灭火规范》 …… 153
《矿井瓦斯抽放管理规范》 …… 197
《防治煤与瓦斯突出细则》 …… 55
《粉尘防治规范》 …… 56
煤矿安全标志牌 …… 306
煤矿器材安全标志认证制度 …… 325
煤矿事故 …… 326
煤矿重大事故案例 …… 330
煤矿安全监察 …… 308
煤矿用产品的安全检验 …… 329
煤矿安全系统工程 …… 310

彩图插页目录

彩图 1　1m³ 爆炸试验装置 …… 1
彩图 2　20L 爆炸试验装置 …… 1
彩图 3　Ⅰ期尘肺 …… 2
彩图 4　Ⅱ期尘肺 …… 2
彩图 5　Ⅲ期尘肺 …… 2
彩图 6　粉尘采样器 …… 3
彩图 7　风速计 …… 3
彩图 8　风洞 …… 3
彩图 9　瓦斯解吸仪 …… 4
彩图 10　光干涉甲烷测定器校准仪 …… 4
彩图 11　过滤式自救器 …… 4
彩图 12　火焰安全灯 …… 5
彩图 13　瓦斯报警仪 …… 5
彩图 14　光干式瓦斯检定器 …… 5
彩图 15　检定管和采样器 …… 6
彩图 16　动槽双管式水银气压计 …… 6
彩图 17　数字式精密空盒气压计 …… 6
彩图 18　空盒气压计及空盒压力表 …… 7
彩图 19　干湿球温度计 …… 7
彩图 20　干、湿卡它温度计 …… 7
彩图 21　U 型水柱计 …… 8
彩图 22　补偿式微压计和倾斜式单管压差计 …… 8
彩图 23　皮托管 …… 8
彩图 24　矿井空调系统工作原理图 …… 9
彩图 25　矿山救护队臂章图案 …… 9
彩图 26　局部瓦斯爆炸引起沉积煤尘爆炸的实测曲线 …… 10
彩图 27　煤的密度测定仪器 …… 11
彩图 28　煤的密度测定仪 …… 11
彩图 29　煤的自燃倾向性测定仪 …… 11
彩图 30　煤硅肺结节 …… 12
彩图 31　煤尘纤维（尘斑气肿） …… 12
彩图 32　硅肺结节 …… 12
彩图 33　禁带烟火标志 …… 13
彩图 34　严禁酒后入井（坑）标志 …… 13
彩图 35　禁止扒乘矿车标志 …… 13
彩图 36　禁止车间乘人标志 …… 13
彩图 37　禁止攀牵线缆标志 …… 13
彩图 38　禁止料罐乘人标志 …… 13
彩图 39　禁止乘输送带标志 …… 14
彩图 40　禁止明火作业标志 …… 14
彩图 41　禁止乘人登钩标志 …… 14
彩图 42　禁止跨输送带标志 …… 14
彩图 43　禁止入内标志 …… 14
彩图 44　禁止通行标志 …… 14
彩图 45　禁止合闸标志 …… 15
彩图 46　禁止启动标志 …… 15
彩图 47　禁止停车标志 …… 15
彩图 48　禁止驶入标志 …… 15
彩图 49　当心瓦斯标志 …… 15
彩图 50　当心冒顶标志 …… 15
彩图 51　当心火灾标志 …… 16
彩图 52　当心水灾标志 …… 16
彩图 53　当心突出标志 …… 16
彩图 54　当心有害气体中毒标志 …… 16
彩图 55　当心爆炸标志 …… 16
彩图 56　当心触电标志 …… 16
彩图 57　当心坠落标志 …… 17
彩图 58　当心坠入溜井标志 …… 17
彩图 59　当心片帮滑坡标志 …… 17
彩图 60　当心矿车行驶标志 …… 17
彩图 61　当心列车通过标志 …… 17
彩图 62　当心交叉道口标志 …… 17
彩图 63　当心弯道标志 …… 18
彩图 64　注意安全标志 …… 18

彩图 65 必须戴矿工帽标志…… 18
彩图 66 必须携带矿灯标志…… 18
彩图 67 必须带自救器标志…… 18
彩图 68 必须桥上通过标志…… 18
彩图 69 必须系安全带标志…… 19
彩图 70 必须戴防尘口罩标志…… 19
彩图 71 必须穿戴绝缘保护用品标志…… 19
彩图 72 鸣笛标志…… 19
彩图 73 走人行道标志…… 19
彩图 74 安全出口标志…… 20
彩图 75 电话标志…… 20
彩图 76 躲避洞标志…… 20
彩图 77 急救站标志…… 20
彩图 78 爆破警戒线标志…… 21
彩图 79 危险区标志…… 21
彩图 80 沉陷区标志…… 21
彩图 81 前方慢行标志…… 21
彩图 82 入风巷道标志…… 21
彩图 83 回风巷道标志…… 21
彩图 84 指示牌…… 22
彩图 85 路标…… 22
彩图 86 安全生产标志…… 22
彩图 87 文明生产标志…… 22
彩图 88 新疆小龙口 5 号火区…… 23
彩图 89 新疆拜城库尔阿肯火区…… 23
彩图 90 新疆拜城铁列克火区…… 23
彩图 91 新疆硫磺沟火区…… 24
彩图 92 新疆拜城铁列克火区过火部分…… 24
彩图 93 新疆过火后的火区…… 24
彩图 94 新疆奇台山火区爆破灭火…… 25
彩图 95 黄土覆盖法扑灭煤田火灾…… 25
彩图 96 火灾被扑灭的煤田…… 25
彩图 98 ASZ－30 型苏生器 …… 26
彩图 97 CT－250 型氧气充填泵 …… 27
彩图 99 矿井主要通风机性能自动检测装置…… 27
彩图 100 瓦斯放散初速度测定仪 …… 27
彩图 101 ZJ－2 型自救器气密检查仪 …… 28
彩图 102 AE－2 型空气压缩机…… 28

B

baohuceng

保护层 (protective seam) 为消除或削弱相邻煤层的突出或冲击地压危险而先开采的煤层或矿层。中国曾称为解放层。先采的煤层称为保护层，后采的、受到保护的煤层称为被保护层。保护层位于被保护层上方的叫上保护层，位于下方的叫下保护层。开采保护层是防止突出最有效的措施，具有简单、经济的特点。1933 年法国最先采用，现在几乎所有国家都已普遍采用。1988 年初苏联顿巴斯煤田 291 个突出危险煤层的 1078 个回采工作面中有 249 个采用了开采保护层的措施，占 23%；中国 1958 年开始应用，至 1982 年应用保护层的突出矿井约占突出矿井的 25.9%。开采保护层结合抽放瓦斯的综合措施，在中国开采煤层群的突出矿井中已被普遍采用。保护层的保护范围取决于保护层与被保护层之间的层间距、岩石性质、开采深度、开采厚度等参数，可由现场考察确定，也可通过计算确定。

在突出矿井开采煤层群时应首先开采保护层。保护层开采后，在被保护层中受到保护的地区按无突出危险煤层进行采掘工作；但在未受到保护的地区须采取防治突出措施。

选择原则 应首先选择无突出危险的煤层作为保护层；所有煤层都有突出危险时，应选择突出危险程度较小的煤层作为保护层，但在此保护层中进行采掘工作时，必须采取防治突出措施；应优先选用上保护层，条件不允许时，也可选择下保护层，但不得破坏被保护层的开采条件。

防突机理 保护层开采后，由于采动影响，相邻的突出危险煤层（被保护层）的应力状态、瓦斯动力参数和煤的物理力学性质发生了显著变化，在突出危险煤层开采范围的对应区域（即保护区）内的地应力降低（卸压），垂直煤层层面方向呈现膨胀变形，在被保护的煤层和岩层内不但产生新裂缝，原有裂缝也张开扩大，煤层透气性增大数十到数百倍，煤层的瓦斯排放能力得到提高，瓦斯的不断涌出引起瓦斯压力下降和煤的机械强度增高，不仅减少了危险层的突出能量，同时又增强了煤层抵抗破碎的能力，而且还降低了突出层工作面前方的应力梯度和瓦斯压力梯度，从而消除或减弱了突出发生的危险性（图 1）。

保护范围的确定 保护范围是指被保护层中受到保护作用而丧失突出危险性的地带。一般应根据矿井实际考察结果来确定，也可通过计算得出。它包括确定：保护层与被保护层的有效距离，保护层走向的超前距离，保护层始采线、终采线处的超前距离，沿倾斜的保护范围，煤柱影响带的划定。

保护层与被保护层间的有效距离 可参照表 1 确定。

表 1 保护层与被保护层间的有效距离

煤层类别	最大有效垂距/m	
	下保护层	上保护层
急倾斜煤层	80	60
倾斜、缓倾斜煤层	100	50

确定有效距离的计算公式为：

$$S_{下}=S_{下}'\beta_1\beta_2$$

$$S_{上}=S_{上}'\beta_1\beta_2$$

$\eta\geqslant 50\%$ 时，$\beta_2=1-(0.4\times\eta/100)$

$\eta<50\%$ 时，$\beta_2=1$

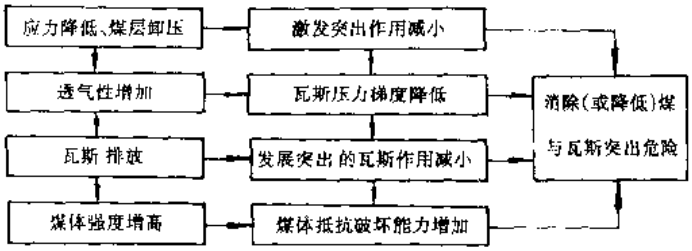


图 1 开采保护层防止突出原理图

式中 $S_{下}$、$S_{上}$ 为下保护层、上保护层最大有效垂距，m；$S_{下}'$、$S_{上}'$ 为下保护层、上保护层的理论最大有效垂距，m，可参照表 2 数值选定；β_1 为保护层有效厚度影响系数，当 $M \leqslant M_0$ 时，$\beta_1 = M/M_0$；当 $M > M_0$ 时，$\beta_1 = 1$；M 为保护层开采厚度，m；β_2 为考虑层间岩石中硬岩（砂岩、石灰岩）含量的系数；M_0 为开采保护层的最小有效厚度（临界厚度），m，可按图 2 确定；η 为硬岩在层间岩石中所占百分比。

沿走向的保护范围 为了保证防突效果，根据被保护层最大膨胀变形点及最大瓦斯流量点沿走向的分布，并留有一定的抽放瓦斯时间，正在开采的保护层回采工作面必须超前于被保护层的掘进工作面，其超前距离应为层间垂距的 2 倍，且不得小于 30m。对于已停采的保护层采煤工作面，停采超过 3 个月、卸压比较充分时，其停采线、始采线及所留煤柱对被保护层沿走向的保护范围按卸压角（保护范围边界线与保护层面的夹角）56°～60°划定。

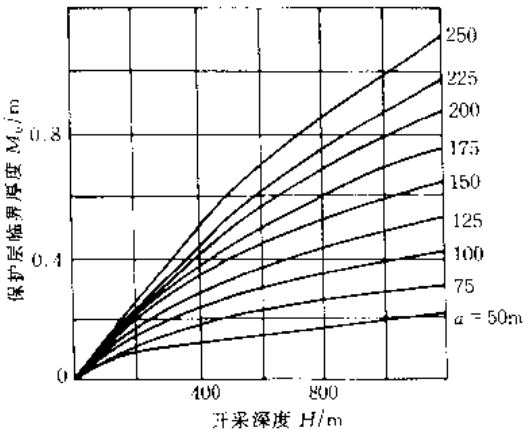


图 2 确定保护层临界厚度 M_0 的曲线图

a—采煤工作面长度

表 2 $S_{下}'$ 和 $S_{上}'$ 与开采深度、工作面长度的关系

开采深度 H/m	$S_{下}'$/m								$S_{上}'$/m						
	工作面长度/m								工作面长度/m						
	50	75	100	125	150	175	200	250	50	75	100	125	150	200	250
300	70	100	125	148	172	190	205	220	56	67	76	83	87	90	92
400	58	85	112	134	155	170	182	194	40	50	58	66	71	74	76
500	50	75	100	120	142	154	164	174	29	39	49	56	62	66	68
600	45	67	90	109	126	138	146	155	24	34	43	50	55	59	61
800	33	54	73	90	103	117	127	135	21	29	36	41	45	49	50
1000	27	41	57	71	88	100	114	122	18	25	32	38	41	44	45
1200	24	37	50	63	80	92	104	113	16	23	30	32	37	40	41

沿倾向的保护范围 被保护层的沿倾斜保护范围，可按卸压角（图 3）划定。

卸压角如无实际数据，可用下式计算或参用表 3 确定。

$$\delta_1 = 180 \quad (\alpha \mid \theta) \quad 10$$

$$\delta_2 = \alpha + \theta - 10$$

式中 δ_1、δ_2 为卸压角，度、度；α 为煤层倾角，度；θ 为最大下沉角，度。

卸压角一般可从地表移动观测站测得。

对于急倾斜近距离下保护层，虽然同一水平的被保护层运输巷处在卸压角以外，但也受到保护。

保护层的开采 首次开采保护层时，必须同时考察保护效果和范围，以确定保护层有效作用范围的参数。在开采保护层时，若具有抽放瓦斯系统，应同时抽放被保护层的瓦斯（见邻近层瓦斯抽放）。由于采空区

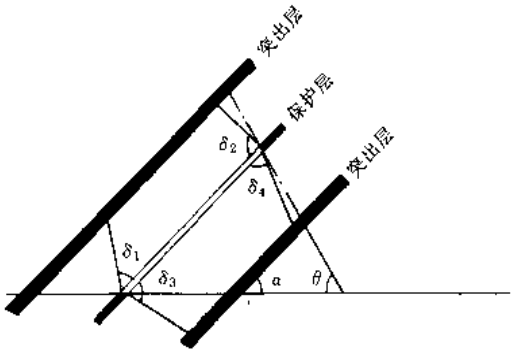


图 3 煤层倾斜方向卸压角示意图

δ_1、δ_2、δ_3、δ_4—沿倾斜方向的卸压角；

α—煤层倾角；θ—最大下沉角

煤柱会引起影响区的地应力增大，会加重影响区内的突出危险性，因而在开采保护层时，不得在采空区中留

表 3 煤层的 θ、δ_1、δ_2、δ_3、δ_4 参考数值表

α/°	θ/°	δ_1/°	δ_2/°	δ_3/°	δ_4/°
0	90	80	80	75	75
10	83	77	83	75	75
20	86	73	87	75	75
30	70	69	90	77	70
40	65	65	90	80	70
50	56	70	90	80	70
60	48	72	90	80	70
70	36	72	90	80	72
80	22	73	90	78	75
90	0	75	80	75	80

设煤柱；对于特殊情况下留设的煤柱，在其影响区内进行采掘作业时必须按有关规定采取措施。采空区留设煤柱的影响区按其最外轮廓所划出的平直轮廓线及卸压角划定（图 4）。

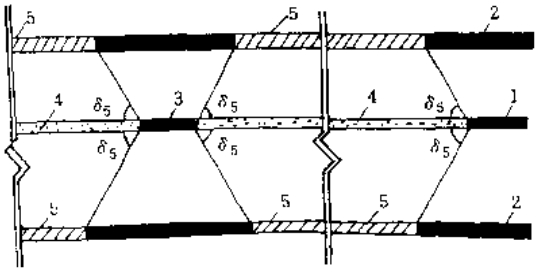


图 4 煤柱影响区示意图

1—保护层；2—被保护层；3—采空区煤柱；4—采空区；5—煤柱影响区；δ_5—卸压角

发展趋势 在扩大保护范围和措施应用范围方面有待进一步研究、提高。其中在扩大保护层的应用范围方面可采用下列途径：

(1)结合抽放瓦斯以扩大保护作用。根据国内外的研究，开采保护层时，结合抽放被保护层瓦斯，可使保护带尺寸增大 1.4～1.6 倍。

(2)采用机械化开采薄保护层，以解决存在的进度慢、工效低、成本高、劳动条件差等问题。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

于不凡编著，《开采解放层的认识和实践》，煤炭工业出版社，1986。

Инструкция по Безопасному ведению горных Работна пластах, опасных по внезапным выбросам угля пород и газа, м, 1989.

（于不凡）

benzhi anquanxing dianqi shebei

本质安全型电气设备 (intrinsically safe electrical apparatus) 全部电路为本质安全电路，在规定的试验条件下（考虑了各种最不利的因素而规定的试验条件），正常工作（在设计规定的条件下的工作）和规定的故障状态(除使用或存放期间认为不会产生影响本质安全电路性能故障的可靠元件和组件外，任何与本质安全性能有关的电气元件损坏或电路连接故障）下产生的电火花（电路中触点动作火花，电路短路、断路及接地时产生的火花和静电火花）和热效应（电气元件、导线过热造成的表面温度和热能量及电热体的表面温度和热能量）均不能点燃规定的爆炸性气体混合物的电气设备，简称本安型设备。是矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为“i”。本安电气设备是通过限制电路的电气参数及采取特殊的结构等措施来实现电气防爆的。有单一式和复合式 2 种型式，根据本安电路使用场所和安全程度不同分为 ia 和 ib 2 个等级。由于本安型电气设备的电路所能传递的能量是受限制的，所以不能制成较大功率的设备，其使用范围受到了限制；目前主要用于矿井通信系统、信号系统、遥控和自动装置以及测量仪表等系统中。电源是本安型设备的重要部件，在设计本安型设备时，首先要设计本质安全电源。

分类 有单一式和复合式 2 种型式，复合式主要有一般兼本质安全型和隔爆兼本质安全型 2 种。单一式是指从电源到负载全部电路都是本质安全电路的电气设备，井下携带式的一氧化碳检定器、测尘器等仪表多属单一式本质安全型电气设备。一般兼本质安全型电气设备由置于地面安全场所的一般型部件和置于井下危险场所的本质安全部件所构成，2 个部件间通过安全栅等可靠元件和组件联接；隔爆兼本质安全型电气设备由隔爆部件和本质安全部件所构成，在煤矿井下应用最为普遍，隔爆部件即是置于隔爆外壳内的非本质安全部分。

安全程度等级 本安型设备及其关联电气设备（设备内部电路能影响与之联接的本安型设备的安全性能的电气设备）的安全程度可分 ia 和 ib 等级。ia 等级的安全程度高于 ib 等级。煤矿井下本安型设备一般设计成 ib 等级。

ia 等级 电路正常工作、出现 1 个故障和 2 个故障时，均不能点燃可燃气体混合物的本安型设备所具有的安全程度等级。具有这一等级的电气设备在正常工作时安全系数（电路安全程度的标志，为最小点燃电流或电压（见矿用防爆电气设备）同设计最大允许电流或电压之比）为 2.0，在出现一个故障（一个电气元件

损坏或一个电气联接故障）时的安全系数为1.5，在出现2个故障（2个电气元件均单独损坏及其由此产生的一系列故障）时的安全系数为1.0。

ib等级　电路正常工作和出现一个故障时，均不能点燃可燃气体混合物的本安型设备所具有的安全程度等级。具有这一等级的电气设备在正常工作时的安全系数为2.0，在出现一个故障时的安全系数为1.5。

本质安全防爆基本措施　本安型设备主要是通过结构要求、采用可靠元件和组件、限制电路参数等措施，再加上火花点燃试验来达到本安防爆性能要求。

限制表面温度的结构要求　本安电路中所有元件及导线的允许最高表面温度须不大于所规定的相应温度组别（见矿用防爆电气设备），以避免热效应点燃爆炸性气体混合物。具体措施为：

（1）采用外壳防护（如密封或通风），防止粉尘进入与堆积；

（2）给功率较大的半导体元器件加散热片；

（3）给能产生危险温度的元件设置隔爆外壳；

（4）加大导线、印刷导线的截面积，限制最大允许电流值；

（5）采用浇封措施降低元件或导电部件的表面温度；

（6）在直接向安全栅或本安电气设备或本安电路供电的电源变压器的输入绕组侧、电路中的关键部位设置熔断器或断路器；

（7）加大限流电阻的额定功率，使其实际使用功率在正常工作状态和规定的故障条件下均不大于其额定值的2/3，与本安防爆安全性能有关的所有元件（变压器、熔断器、热保护断路器除外）在正常工作和规定的故障条件下承受的最大电流、电压或功率，不超过元件额定值的2/3。

电气隔离结构要求　包括加大电气间隙和爬电距离、本安端子与非本安端子分开布置、元件被浇封、加强电气绝缘等。

加大电气间隙与爬电距离　用于防止非本安电路对本安电路的击穿而破坏本安电路的防爆性能。本安电路与非本安电路之间、两个独立的本安电路之间、同一电路的部件之间、电路与接地金属件之间的爬电距离、电气间隙应不小于表1的规定值。在导电部件或元件容易发生移位或焊接后使距离变小的部位，其规定值应比表1规定值适当加大。电气间隙、爬电距离小于表1的规定值、但大于该值1/3时，认为可能发生故障；不大于表1数值的1/3时，认为导体连接（即电气间隙与爬电距离均视为零）。

表1　爬电距离、电气间隙规定值

1	最高电压/V	10	30	60	90	190	375	550	750	1000	1300	1575
2	爬电距离/mm	1.5	2	3	4	8	10	15	18	25	36	40
3	涂层下的爬电距离/mm	0.5	0.7	1	1.3	2.6	3.3	5	6	8.3	12	13.3
4	电气间隙/mm	1.5	2	3	4	5	6	7	8	10	14	16
5	浇封剂中的距离/mm	0.5	0.7	1	1.3	1.7	2	2.4	2.7	3.3	4.6	5.3

合理布置接线端子　为实现电气隔离，本安电路接线端子和非本安电路接线端子须分别设置在各个单独的接线盒内；不能满足这一要求时，本安电路接线端子和非本安电路接线端子及其引线可以设在同一接线盒内，但它们之间至少须有50mm的距离，或者用绝缘隔板或接地金属隔板把二者隔开。隔板应牢固安装且高于接线端子，由隔板边缘到两侧接线端子的距离之和须不小于50mm。

本安电路接线端子与接地金属件之间的电气间隙应不小于6mm；连接不会造成危险者除外。

浇封元件　是实现电气隔离，防止元件短路、加强电气绝缘、避免电路火花、防止爆炸性气体侵入的有效安全措施。常用于以下情况：①当某一元件或电路参数值过大而达不到本安性能时，可接入限能保护元件并用环氧树脂或硅橡胶等胶粘剂浇注为一体，组成本安组件（如浇封电池组、电容器组件、电感组件、放大器等）；②当本安电路与非本安电路裸露导体之间电气间隙和爬电距离过小不能满足要求时，可用树脂浇封，其电气间隙可减少到规定值的1/3；③用于加固电路，防止人为更换元件，保证电路工作的可靠性；④用于降低元件或导线的最高表面温度，其浇封剂的体积、厚度应使被浇封的元件或导电部件的最高表面温度降到规定的温度值。

加强绝缘　为实现电气隔离，本安电路与电气设

备的导电框架或接地导电部件之间的绝缘，应能承受2倍本安电路电压或500V（取较大值）的工频耐压试验；本安电路与非本安电路之间的绝缘，应能承受$2U$+1000V（U为两电路电压之和）或1500V（取较大值）的工频耐压试验。

本安电路绝缘导线与非本安电路绝缘导线须分开布置，不得交叉或捆成一束。

可靠元件和组件 在使用或存放期间不会损坏，且不会使电路防爆安全性能失效的元件或组件。主要有电源变压器、偶合变压器、限流元件、分流元件、限压元件、隔离元件、安全栅。

电源变压器 直接向安全栅或本安型设备供电的变压器。其输入绕组应采用熔断器或断路器保护；本安端子与其他端子分两侧布置，端子间的电气间隙、爬电距离须不小于表1的规定值。在3只变压器上进行下列试验后，若没有发生击穿或闪络现象，则变压器合格：①初级绕组和次级绕组电路之间的绝缘以及次级绕组和框架、屏蔽之间的绝缘按表2规定的试验电压进行试验；②变压器在初级电压为额定值的1.06倍，次级电流为额定值的1.5倍过负荷条件下，连续工作5h。若在5h之内变压器损坏，则进行过负荷后的耐压试验；③多抽头的变压器应在最高和最低电压抽头的额定值下进行试验，若未损坏，应调整负荷使初级电流达到熔断器或断路器额定电流的1.7倍，或在没有熔断器或断路器保护时变压器次级绕组短路，连续工作5h或直至变压器损坏（指在5h以内）；④多抽头的变压器，如抽头额定电压不同，则应带保护装置分别进行试验；⑤在经过以上过负荷试验后，在变压器还未冷却前，重新按①条要求进行耐压试验，试验电压按表2中过电流试验后的试验电压进行。

表2 变压器的试验电压

绕组的最高工作电压/V	试验电压/V			
	初始		过电流试验后	
	交流（有效值）	直流	交流（有效值）	直流
50	500	710	175	240
120	1550	2190	545	765
150	2000	2630	700	990
250	3500	4950	1225	1730
440	4200	5940	1470	2080
690	5000	7070	1750	2475
1000	5500	7780	1925	2720

变压器如需要加屏蔽层，则屏蔽金属箱的最小厚度或屏蔽绕组导线的最小直径应符合表3规定，而且屏蔽金属箱应采用不会发生故障的方式连接。

表3 屏蔽的最小厚度、最小直径与熔断器额定电流的关系

熔断器额定电流/A	0.1	0.5	1	2	3	4
屏蔽金属箱最小厚度/mm	0.05	0.05	0.075	0.15	0.25	0.3
屏蔽绕组导线直径/mm	0.2	0.45	0.63	0.9	1.12	1.4

偶合变压器 用于非本安电路与本安电路或两本安电路之间的变压器。其初、次级绕组间的绝缘须符合表2规定的初始试验电压要求。它在两电路之间还可起隔离作用。

限流元件 指金属膜和绕线被覆层限流电阻，常用于电源或电容器放电电路，以限制短路或放电电流。装配结构应能防止两端短路。它的使用功率在正常工作和故障状态下均不得大于其额定值的2/3。

分流元件 常用的分流元件有二极管、稳压管（齐纳二极管）、压敏电阻、电容器等，主要用于保护电感电路。在电感元件两端并联分流元件，可以吸收电感的储能。对于ib等级的电气设备，并联的分流元件须双重化（双重保护），对于ia等级的电气设备，并联的分流元件须三重化（三重保护），并应与被保护元件连接可靠；当用于爆炸性气体环境中，须浇封为一体或置于隔爆外壳或气密外壳中。

限压元件 主要有二极管、齐纳二极管等，用于限制电路中某两点间的最高电压。限压元件在正常工作和故障状态下，其承受的最大电流或功率不得超过其额定值的2/3。

隔离元件 主要为隔离电容器。2个具有高度可靠性的电容器串联可作为隔离电容器组件。电解电容器和钽电容器不宜采用。隔离电容器的功能是传递本安电路信号，隔离直流危险电位。用在本安电路与非本安电路之间的每个隔离电容器应能承受$2U$+1000V（U为电容器两端可能承受到的最高电压）或1500V（取较大值）的耐压试验；用在两个独立本安电路之间或同一本安电路两部分之间的隔离电容器组件，在两电路之间的最高电压不大于90V时，每个电容器应能承受500V的耐压试验。

安全栅 设置在非本安电路与本安电路之间的限流、限压装置，用于防止非本安电路的危险能量窜入本安电路，起保护作用；既能保证信号正常传递，又能有

效控制能量。是一种保护性组件，又称安全保护器。一般设置在安全场所或隔爆外壳中，属关联电气设备，其输出端为本安电路。有很多种类，常用的有二极管式安全栅、三极管式安全栅。二极管式安全栅由限制本安端输出电流的限流电阻、限制本安端输出电压的限压二极管及保护二极管的电阻或熔断器构成。根据保护元件的不同，分为电阻保护式安全栅和熔断器保护式安全栅。三极管式安全栅是以三极管为主的晶体管电路组成的过压限流保护装置，通常采用完全相同的2套保护电路组成双重化保护方式。

限制电路参数　影响电路本安性能的主要电路参数有电压、电流、电容、电感和电阻等。为实现电路的本安性能，应采取如下的措施：

(1) 采用限流电阻或过流保护电子电路，限制电路电流；

(2) 采用限压元件或过压保护电子电路，限制电路电压；

(3) 串联限流电阻，限制电容放电火花能量；

(4) 并联分流元件或增大电感的自身电阻，限制电感的放电火花能量；

(5) 限制外部连接导线或电缆的分布电容、电感或电感与电阻的比值，并限制其使用长度，以免带来附加危险；

(6) 由多电源向同一电气设备或电路供电时，应尽量避免采用公用线构成回路，以免造成电流叠加现象；

(7) 应尽量避免采用正负电源向同一电气设备或电路供电，以免造成电压叠加现象。

火花点燃试验　为确保本安型设备的防爆性能而进行的一种试验内容。所有本安电路在进行火花点燃试验时，在规定的相应电气设备类别、级别和温度组别及规定的相应等级条件下，火花不得点燃试验用爆炸性气体混合物。

试验装置　采用IEC79-3(1990年第三版)《爆炸性气体环境用电气设备　本安电路火花试验装置》，也可使用具有同等灵敏度的其他结构型式的火花试验装置。为了保证火花试验装置的灵敏度，在进行每一组试验前与试验后，均必须对火花试验装置的灵敏度进行标定。标定电路由0.095H的空芯电感和24V直流电源组成，标定电路中的电流应与表4中规定的类、级别对应数值一致。

在标定火花试验装置的灵敏度时，固定钨丝的电极与电源的正极相连接，如钨丝电极在400转(约3200个火花)内点燃试验用爆炸性气体混合物，则认为火花试验装置合格。

表4　标定电路电流值

类、级别	电流/mA
Ⅰ	110
ⅠA	100
ⅠB	65
ⅠC	30

试验要求　确定需要试验的电路，把火花试验装置的电极接入电路中被认为可能发生断路、短路或接地的危险点上，并考虑正常工作和故障状态以及规定的安全系数，包括外部连接导线或电缆的分布电容和电感。由于煤矿井下使用的电气设备均为Ⅰ类电气设备，因而即在试验装置中充满规定的爆炸性气体混合物进行试验。每个试验点的一组试验，对于直流电路，以主电极(钨丝电极)经400转(每个极性下各200转)，对于交流电路以主电极(钨丝电极)经1000转不点燃试验气体为合格。

本质安全电源　在正常工作和故障状态下，输出的最高电压，最大电流均具有本安性能的电源。为本安型设备的重要部件，分为独立电源和外接电源2种。独立电源有干电池、蓄电池、化学电池等，用于携带式仪器仪表和手持通讯机等。外接电源是由煤矿井下动力电网引入经变压器供电的交流或整流直流电源。由于这种电源中的变压器直接同矿井动力电网关联，不能设计成单纯本安型，而只能设计成隔爆兼本安型或其他复合式本安电源。因只有电源的输出端为本安电路，故这种电源又被称为本安输出电源；其由熔断器或断路器、电源变压器、整流滤波电路、稳压电路和限能保护电路组成；用于通讯、自动控制、监控等矿井固定式本安型设备或本安型电路。

参考书目

中华人民共和国国家标准《爆炸性气体环境用防爆电气设备　本质安全型电路和电气设备"i"》(GB3836.4)，中国标准出版社，1984。

中华人民共和国国家标准《爆炸性气体环境用防爆电气设备　通用要求》(GB3836.1)，中国标准出版社，1984。

崔居普等编，《煤矿电气防爆》，煤炭工业出版社，1992。

(陈向东　张庆奎　辛广龙)

ben zhongdu

苯中毒　(benzene poisoning)　一种常见的职业性中毒，煤炭行业也常有发生。有急性中毒和慢性中毒之分。采取一定的措施后可有效地预防。

苯主要在煤炭工业生产的辅助工种中应用。被用于机械金属部件的喷漆和涂料等的溶剂，维修机械和运输机车的清洁剂及制造传送胶带的有机溶剂等。

苯为脂溶性物质，属中等毒类，主要以蒸气形态从呼吸道侵入机体，皮肤仅能少量吸收。苯被吸收以后，能在血液中贮留一段时间，其贮留时间的长短与排泄的速度、空气中苯蒸气的浓度有关。吸收的苯一部分以原形经呼吸道排出；一部分在肝脏被氧化为酚、邻苯二酚、对苯二酚等代谢产物，少量以游离酚的形态排出体外，绝大部分与葡萄糖醛酸、硫酸物相结合再经肾脏随尿排出。苯在哺乳动物体内转化的可能途径如图 1 所示。

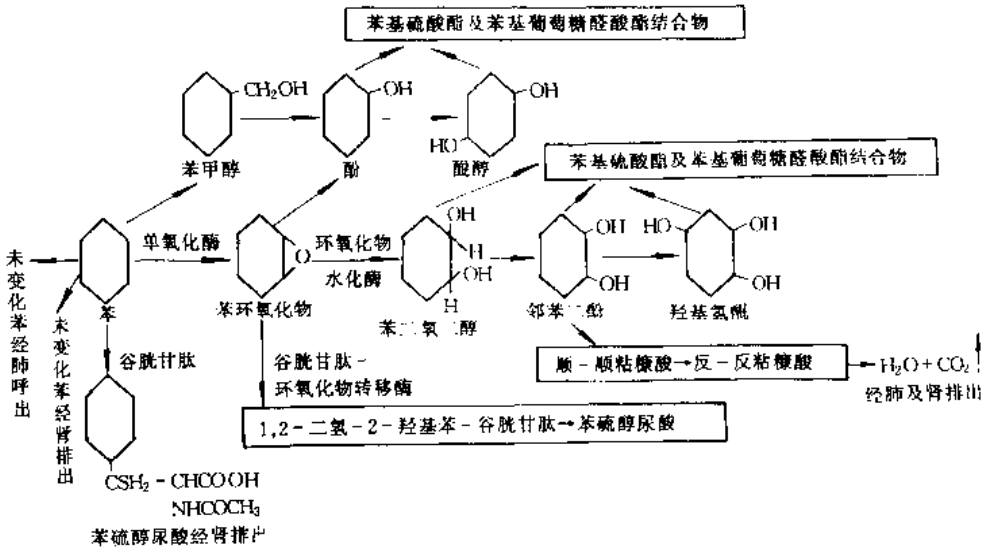


图 1　苯在哺乳动物体内生物转化的可能途径

中毒机理　苯对人体的毒作用与空气中苯的浓度、人同苯的接触时间有关。短时间吸入高浓度的苯，主要引起麻醉作用，致中枢神经产生抑制和兴奋过程的失调，甚至因呼吸麻痹而死亡；长时间的少量接触主要引起造血器官机能的改变，可引起慢性中毒，亦可引起白血病的发生。近年来经中国预防医科院劳动卫生与职业病研究所（1990 年）、美国加州大学（1994 年）研究证实，苯进入人体内可与 DNA（脱氧核糖核酸）形成加合物而影响 DNA 的正常复制和转录，产生毒效应，会直接影响细胞核分裂，而对增殖活跃的骨髓造血细胞造成明显的损害，这即是苯致病的原因所在。

临床表现　急性中毒与慢性中毒的临床表现各不相同。

急性中毒　急性中毒的症状与吸入的苯浓度密切相关（见表 1），轻度中毒患者会出现兴奋、皮肤潮红、眩晕现象，随后则有恶心呕吐症状，步态不稳呈酒醉样。重度中毒者会出现意识丧失，四肢肌肉痉挛、抽搐，瞳孔散大、对光反应消失，脉细速，血压下降，心律不齐症状，并可发生呼吸中枢麻痹；也可能会因过度挣扎，体内产生过量儿茶酚胺或肾上腺素而刺激心肌，出现心室纤颤、皮肤及粘膜出现瘀点或瘀斑症状。

表 1　急性中毒症状与吸入苯浓度的关系

空气中苯蒸气浓度 /（mg/m^3）	接触时间	中　毒　症　状
320	几个小时后	头痛、乏力、疲劳
4800	1 小时后	中枢神经系统明显受到抑制
9600	几分钟后	眼和鼻粘膜受到刺激
24000	约半小时	死　亡
64000	仅数分钟	死　亡

慢性中毒　可因个人体质、对毒物的敏感性、性别、年龄而有所差异，在神经系统和造血系统有不同的表现。

神经系统　最早出现中枢及植物神经系统功能紊乱；检查发现患者颜面出汗，有持久的皮肤划痕征、心动过速或心动过缓等症状。

造血系统　白细胞减少最多见，其次为血小板减少，严重时发生再生障碍性贫血。实验室检查见粒细胞浆内有毒性颗粒和空泡、核左移，白细胞碱性磷酸酶活性常增高，血小板凝集功能不良。部分患者骨髓幼红细胞反增生亢进，提示有无效红细胞的生成。贫血绝大多

数为正常红细胞型，也可有大红细胞型，甚至有巨幼红细胞生成。极个别患者可引起任何一系列血细胞增多，有发生急性白血病的可能性。

诊断 中国制订有《职业性苯中毒诊断标准及处理原则》。急性中毒一般根据短期内有吸入大量苯蒸气的病史，结合临床表现和化验室检查容易诊断；但仍须与其他有机溶剂的急性中毒以及能引起昏迷的脑外伤、脑血管意外等其他疾患相鉴别。慢性中毒缺乏特殊的诊断指标，主要根据职业史、生产现场调查和空气中苯蒸气的浓度测定、肯定的过量苯长期接触史，在患者尿酚排出量超过一定值、发生了明显的神经衰弱症候群及白细胞持续低于4×10^9/L，且排除了其他疾病的情况下，才可以考虑为早期苯中毒。

正常人也有少量尿酚排出，当尿酚排出量超过10mg/L时，提示有苯的吸收。尿酚的排出量与接触的空气中苯的浓度有一定关系，见表2。

表2 空气中苯蒸气浓度与尿酚排出量的关系

空气中苯浓度/（mg/m³）	平均尿酚排出量/（mg/L）
80	170～195
50	110～125
32	70～80
22	50～55

治疗 对于急性中毒者，须迅速将其移至有流通的新鲜空气处；因目前尚无特效解毒剂，可注射高渗葡萄糖、维生素C，亦可用葡萄糖醛酸内酯肌注，以加速与苯代谢产物酚类的结合作用，并注意其他对症治疗。要尽早防止呼吸麻痹、心室纤颤，忌用肾上腺素。对于慢性中毒者，应首先将其调离苯作业；治疗效果不佳，但用中西医结合的方法对自觉症状的改善和白细胞的提高有一定近期疗效。苯中毒引起的再生障碍性贫血的治疗原则与原发性再生障碍性贫血的治疗原则相同，可试用康力龙、强的松或丙酸睾丸酮肌注。

预防 彻底的办法是用无毒或低毒物质代替苯；在必须使用苯的情况下，预防的措施有降低作业场所空气中的苯蒸气浓度，加强局部通风，使工作场所的苯浓度符合卫生标准；加强管道与容器的检修，防止跑、冒、滴、漏；注意个人防护，戴防毒口罩，并禁用苯洗手；定期进行生产现场的卫生监测，并建立就业前和定期的体格检查制度。

参考书目

吴执中主编《职业病》，人民卫生出版社，1984。

（向卓辉）

biluxing huxiqi

闭路型呼吸器 （closed-circuit type respirators） 呼出的气体不废弃或基本上不废弃，在呼吸器内部密闭循环系统内经吸收二氧化碳，补充被消耗的氧气或吸收二氧化碳和水分、同时产氧后，再供给人体吸用的呼吸器。煤矿中使用的闭路型呼吸器均为氧气呼吸器，分为压缩氧式、化学氧式和液氧式3种。世界各国煤矿中以压缩氧式氧气呼吸器应用最为广泛。

压缩氧式氧气呼吸器 氧源为贮存在高压气瓶中的氧气，工作压力为15～30MPa的氧气呼吸器。主要由氧气分配系统、空气分配系统、空气再生系统及辅助器件4大部分组成。是煤矿救护队员个人必备的呼吸保护器。根据使用性质不同分为工作用呼吸器和辅助用呼吸器2种。工作用呼吸器主要供矿山救护队员抢险救灾工作时使用，其使用时间一般为4h以上；辅助用呼吸器供救护队员在工作用呼吸器发生故障时保护自己退出灾区，也可供救护伤员用，以及地面工厂、煤气救护站救灾工作用，其使用时间一般为2h或以下。压缩氧式氧气呼吸器的使用范围不受使用环境中的有毒气体浓度限制。世界上第一台压缩氧式氧气呼吸器于1853年由比利时发明；中国第一批国产的压缩氧式氧气呼吸器由抚顺煤矿安全仪器制造厂于1953年试制。世界各国生产有不同型号的压缩氧式氧气呼吸器（表1）。

AHY-6氧气呼吸器 矿山救护队的工作用呼吸器，使用时间在4h以上。

表1 世界主要产煤国生产的压缩氧式氧气呼吸器型号

国 别	主 要 型 号
中国	AHY－6；AHG－4；AHG－4A；AHG－3；AHG－2；AHG－1
前苏联	P－12；P－30；PBJ 1
德国	BG174；Travox120
日本	川崎7；川崎10
美国	Prototen；MeCaa
英国	Proto；Stelox；AGA
波兰	W－70

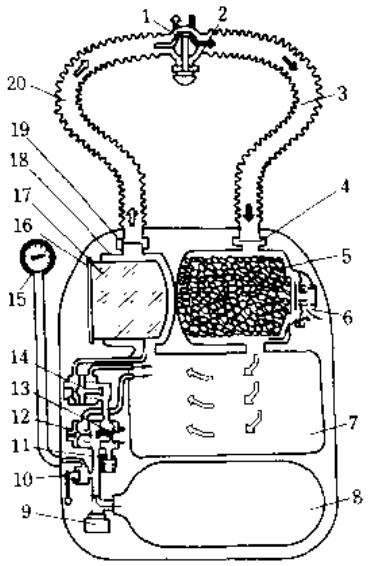


图 1 AHY－6 氧气呼吸器结构原理图

→ 氧气流动方向； ⇨—吸入的空气流动方向；
➡—呼出的空气流动方向

1—连接盒；2—排唾液泵；3—呼气软管；4—呼气阀；5—清净罐；6—排气阀；7—气囊；8—氧气瓶；9—开关；10—启闭开关；11—安全阀；12—手动补给阀；13—减压器；14—自动补给阀；15—压力表；16—橡胶密封盖；17—冷却元件；18—冷却器；19—吸气阀；20—吸气软管

原理及结构 人体呼出的污浊气体经口具或面罩、连接盒、呼气软管、呼气阀进入清净罐后，在清净罐中所装的氢氧化钙吸收剂吸收其内所含的4%二氧化碳后被净化，由于氢氧化钙在吸收二氧化碳过程中产生有热量和水，因而被净化的气体又被湿润；被净化后的气体在进入气囊同来自氧气瓶的纯净氧气混合后即成为供人呼吸的富氧空气。吸气时，气囊中的空气经过冷却器、吸气阀、吸气软管、连接盒再从口具或面罩进入人体呼吸器官；呼吸时由于呼吸阀的单向作用，呼出的气体沿着闭合的气路经口具或面罩、连接盒、呼气软管、呼吸阀、清净罐进入气囊。当环境温度高于26℃时，需在冷却器内放置圆柱状冰块，以保证吸入的空气能够得以充分地冷却（图1）。

主要技术参数（表2）

表 2 AHY－6 氧气呼吸器技术参数表

项　　目	单位	数　　值
使用时间	h	≥4
氧气瓶工作压力	MPa	20

续表

项　　目		单位	数　　值
氧气瓶容积		L	2
氢氧化钙吸收剂质量		kg	≥2
呼吸器供氧量	定量供氧	L/min	1.4±0.1
	自动补给供氧	L/min	≥100
	手动补给供氧	L/min	60～150
自动补给阀开启负压		Pa	−200±100
排气阀开启压力		Pa	200±100
气囊有效容积		L	≥4.5
外形尺寸		mm	450×375×165
质量	不放冷却元件时	kg	≤11.0
	放冷却元件时	kg	≤11.8

AHG－2 氧气呼吸器 矿山救护队的辅助用呼吸器。

原理及结构 人体呼出的气体经面具、呼气软管、呼气阀进入清净罐后，在清净罐内装有的二氧化碳吸收剂的作用下所含二氧化碳被吸除，剩余气体进入气囊后与来自氧气瓶中的纯氧混合即成为供人员呼吸的富氧空气。当人员吸气时，气囊中的空气经吸气阀、吸气软管而进入面具；呼气时，呼出的气体经面具、呼气软管、呼气阀、清净罐而进入气囊。其面具为橡胶全面罩型，内部无冷却装置（图2）。

主要技术参数（见表3）。

表 3 AHG－2 型氧气呼吸器技术参数表

项　　目	单位	数　　值
使用时间	h	2
氧气瓶工作压力	MPa	20
氧气瓶容积	L	1
定量供氧流量	L/min	1.3～1.1
自动（手动）补给流量	L/min	≥60
自动补给压力	Pa	−250～−150
自动排气压力	Pa	+200～+300
外形尺寸	mm	355×340×190
质量（不包括吸收剂及氧气）	kg	≤7

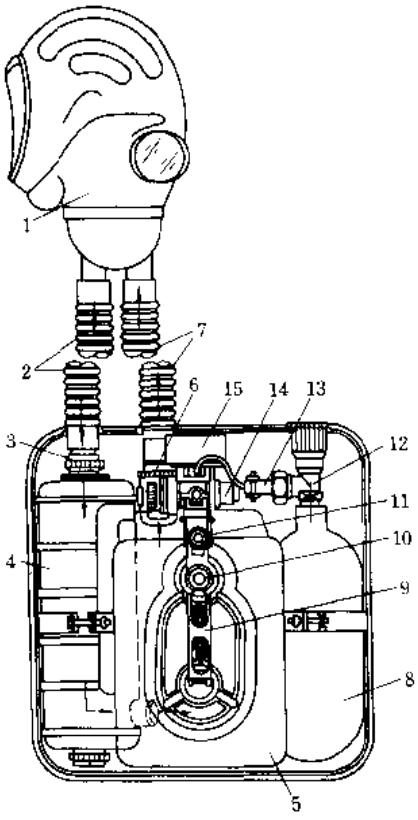


图 2 AHG－2氧气呼吸器结构原理图

1—面具；2 呼气软管；3 呼气阀；4 清净罐；5 气囊；6—吸气阀；7—吸气软管；8—氧气瓶；9—拉杆；10 排气阀；11—手动补给按钮；12 氧气瓶开关；13—高压导管；14—减压器；15—压力表

化学氧式氧气呼吸器 主要由生氧罐、气囊、呼吸软管、口具、呼吸阀门、排气阀等组成。氧源为装有化学生氧剂的生氧罐。生氧剂为碱性超氧化物固体药剂，它与呼气中的二氧化碳及水分接触时产生化学反应生成氧气，直接完成空气的再生。生氧罐在呼吸器中既是一个氧源，也相当于一个净化空气的清净罐。化学氧式氧气呼吸器没有高压部件，整机构造简单，重量轻，佩戴舒适程度高；但生氧罐在使用中间不能间断工作，且使用后要更换新生氧罐才能再用，较少用于煤矿。原苏联生产的有 ШПС－2、ШПС－3 型，美国生产的有 CHEMOX 型。

ШПС－2 型化学氧呼吸器 是辅助救护队的基本装备，也可作为救护队员的备用呼吸器或矿工用自救器。

原理及结构 如图 3 所示，佩戴使用时，打开外壳及引发起动装置后，气囊中立刻充满氧气，即可进行工作。呼气经口具、软管进入小上盖内，再经过硅胶水分

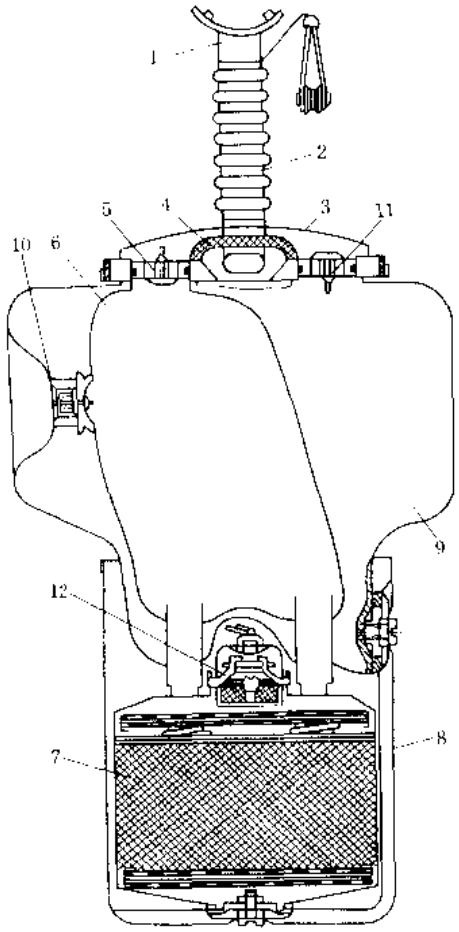


图 3 ШПС－2 型化学氧呼吸器结构原理图

1—口具；2—软管；3—小上盖；4—水分交换器；5 呼气阀；6—内气囊；7—生氧罐；8—外壳；9—外气囊；10 排气阀；11 吸气阀；12—起动装置

交换器和呼气阀进入内气囊，尔后到达生氧罐中，在罐中二氧化碳及水分被生氧剂吸收掉并放出氧气；被化学反应加热的富氧空气通过外壳的空间隔腔被冷却后，最终进入外气囊贮存起来；吸气时，富氧空气由外气囊通过吸气阀到达小上盖内，空气再度受到冷却，然后经水分交换器、软管、口具进入人的呼吸道。多余的呼出空气从排气阀排放到环境大气内。

主要技术参数（表 4）

液氧式氧气呼吸器 利用液态氧在常温常压下的蒸发供氧，氧源为装有液态氧的液氧罐。由于液态氧的温度是－118.8℃以下，所以蒸发后的氧气温度也很低，吸气温度一般不超过 20℃，适合在高温区进行煤矿救护工作。液氧在贮存中有自然蒸发损失，所以不

表 4 ШРС—2 型化学氧呼吸器主要技术参数

项目		单位	数值
使用时间	中等劳动量工作时	min	120
	逃生时	min	90
排气阀开启压力		Pa	100~250
气囊有效容积		L	5
外形尺寸		mm	286×260×130
质量		kg	5.5

宜长期存放；且在存放中必须每隔一定时间进行称重得知损失量，并再补充上相应量的液态氧。由于液氧会部分漏掉或全部漏空，在紧急情况下不能拿起来就佩戴，因而其机动性较差。装备液氧呼吸器的救护队往往也装备压缩氧式氧气呼吸器。目前装备液氧呼吸器最多的国家是英国，其型号为 Aerorlox Mkll。

Aerorlox Mkll 液氧呼吸器

原理及结构 如图 4 所示，佩戴使用时，呼气经呼气阀进入装有氢氧化钙吸收剂的清净罐，二氧化碳被吸收掉，净化后的温度为 40~50℃的空气环绕液氧罐流过时使液氧受热，蒸发的氧气经矛状阀流入气囊，并和净化空气混合；吸气时，气囊内富氧空气经吸气软管、吸气阀进入口具或面罩。液氧罐有双层夹套，其作用为隔热以减少平时液氧蒸发损失，还为蒸发出的氧气提供通路。

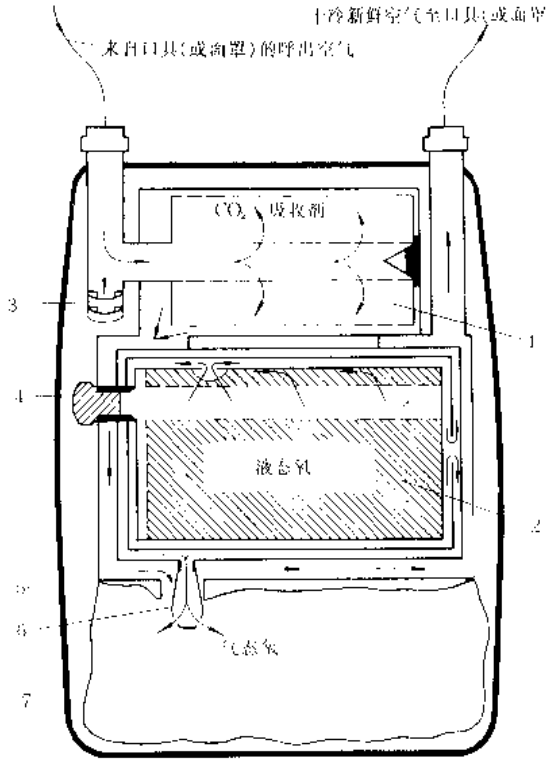


图 4 Aerorlox Mkll 液氧呼吸器结构原理图

1—CO_2 清净罐（吸收罐）；2—液氧罐（蒸发器）；3—排气阀；4—垫塞；5—玻纤增强塑料外壳；6—矛状阀；7—气囊

主要技术参数（表 5）

表 5 Aerorlox Mkll 液氧呼吸器主要技术参数

项目	单位	数值
使用时间	h	2
液氧装量	kg	2.5
二氧化碳吸收剂装量	kg	1.6
气囊容积	L	5
外形尺寸	mm	485×311×159
质量	kg	14.1

参考书目

金百考编著，《氧气呼吸器》，煤炭工业出版社，1984。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

Н. С. Диденко，《Регенеративные респираторы для горноспасательных работ》，Недра，1990.

（金百考）

binan dongshi

避难硐室 （refuge chamber） 煤矿井下发生灾害、人员无法撤出时，为防止有毒、有害气体的侵袭而设立的避难场所。有永久避难硐室和临时避难硐室之分。永久避难硐室为事先建造，其内备有供避难人员呼吸用的供气设备、自救器、药品和饮水等。临时避难硐室由避难人员临时构筑。永久避难硐室还可作为救护基地，供救护人员休息和更换呼吸器等用。中国《煤矿安全规程》对永久避难硐室的建造地点、结构、设施的配备等作了具体规定。

永久避难硐室 构筑于井底车场和采区附近，多设在采区安全出口的路线上，与工作面的距离根据矿井生产的具体条件而定。结构形式如图 1 所示。技术性能要求是：①设有向外开启的隔离门，硐室内净高不

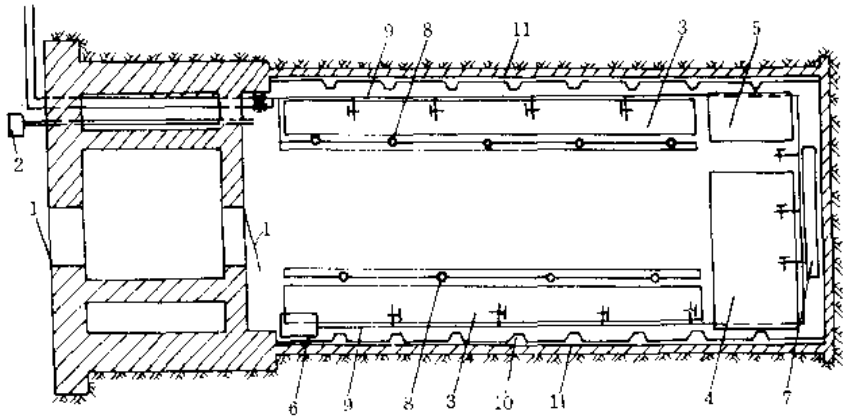


图 1 井下永久避难硐室结构示意图

1 密闭门；2—虹吸排气管；3—座椅；4—板床；5—食物与水柜；6—药箱；7—自救器存放架；8—氧气瓶；9—压缩空气管路；10—槽钢拱支架；11 水泥隔板

低于 2m，长度、宽度根据同时避难最多人数来确定；②室内装有直通矿调度室的电话；③设有供气设施，每人供风量按不少于 0.3m³/min 计算。如果应用压缩空气供风，应在管路上安设减压装置和带控制阀门的呼吸管嘴；④使用时采用正压供风，以保证硐室内的气压大于硐室外的气压；⑤配备有足够数量的隔绝式自救器、饮用水和常用药品；⑥安设与外界相通的虹吸排气管，室内一侧的管口靠近底板。

临时避难硐室 利用独头巷道、机电硐室或两道风门间的一段巷道，在事故发生后由避难人员临时修建的避难所。在充当临时避难硐室的巷道壁上，应设 2 层相距 0.5～1.0m 的遮断物，以保证硐室严密。硐室外部应留有明显标志，以便救护队及时发现得到救援。若无建筑材料，避难人员可用衣服和身边现有的笆片、坑木、刮板输送机底槽等材料构筑。

原苏联、波兰和中国的部分矿井在煤与瓦斯突出煤层中掘进时，沿巷道每隔 50～100m 开掘一长 5m 左右、宽 1.5m 的壁龛作为开口的临时避难硐室，小室内装有压风自救装置（见矿工自救系统）。当掘进工作面发生突出时，工人可迅速退到压风自救装置处，取出呼吸嘴戴好等待营救；如箱内存放自救器，则可同时换戴自救器逃生脱险。

参考书目

邸志乾编著，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业大学出版社，1986。

（邸志乾）

biaozhun qiti

标准气体 （reference gas） 由气体制备的、用准确可靠的方法测定了其一个或几个特性量值的被法定机关确认的气体。又称气体标准物质。有高纯气和标准混合气 2 种类型。高纯气是指纯度达到规定浓度以上的单元气体；标准混合气是指由高纯气和稀释气（又称载气、平衡气或零气）按一定比例混合而成的多元气体。目前使用的稀释气多为高纯氮和由高纯氮与高纯氧按规定比例均匀混合而成的合成空气。主要用

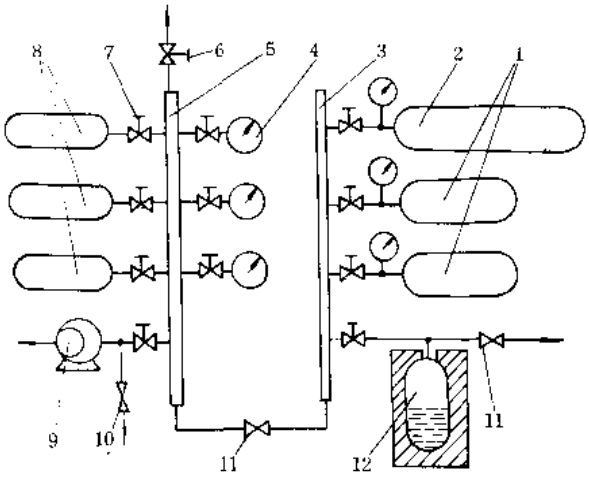


图 1 分压法制备标准混合气的装置原理图

1—组分气钢瓶；2 稀释气钢瓶；3 组分气汇气排；4—压力表；5—配气汇气排；6—释放阀；7—截止阀；8 混合气钢瓶；9—真空泵；10—安全阀；11—调节截止阀；12—可拆发液化气钢瓶及冷却器（如必要）

于对煤矿井下气体的日常分析和对气体浓度测量仪器的校准、检验和检定。常用的有空气中甲烷、空气中一氧化碳、氮中氧、氮中甲烷、氮中一氧化碳、氮中硫化氢等。标准气体必须由达到一定技术要求的单位制备。

性能指标 主要包括：①浓度。混合气中含有某种组分气的程度，常用摩尔比浓度表示；②纯度。高纯气中组分气的浓度，用体积百分数表示；③均匀性。混合气的一种或几种特性具有相同组分的状态。若被测量的特性量值均在规定的不确定度范围内，则该标准气体对这一特性来说是均匀的；④稳定性。在规定的时间间隔和环境条件下，其特性量值保持在规定范围内的性质；⑤有效期。在规定的贮存及使用条件下，保证其特性量值准确的时间间隔；⑥不确定度。表征浓度真值所处量值范围的评定，常用相对不确定度表示；⑦级别。由不确定度的数值大小所划分的区段，由高至低分为一级、二级标准气体。

制备方法 主要有分压法（高压配气法，如图1所示）、流量比混合法（包括毛细管流量计法、质量流量计法、浮子型面积流量计法）、体积比混合法（包括静态配气法、定量泵法、旋转泵法）和渗透法（包括渗透管法、渗透滤膜法）。不同的制备方法适用制备不同的气体及浓度范围。

（王铁军）

C

caikongqu guanshui jianshao fenchen chanshengliang

采空区灌水减少粉尘产生量 (dust control by irrigation in gob) 采用下行陷落法分层开采厚煤层时，将水灌入上一分层的采空区内，水在自重及煤体裂隙、孔隙的毛细作用力作用下缓慢渗入下一分层待采煤体中，使煤体预先湿润、减少开采时产尘量的技术措施。是减少采煤工作面粉尘产生量的措施之一。有上分层采后灌水和下分层采前灌水2类。上分层采后灌水采用采空区埋管灌水、工作面放顶区直接灌水或采后石门密闭灌水等方法实施；适用于缓倾斜厚煤层倾斜分层开采和急倾斜厚煤层水平分层开采条件下。下分层采前灌水采用工作面风巷超前钻孔灌水或风巷内掘下行水窝超前灌水等方法实施；适用于水平和缓倾斜厚煤层倾斜分层开采条件下。采空区灌水工艺应满足水能在采空区内大面积均匀分布、缓慢流动、长时间地向煤体渗透、不给下分层工作面生产造成水患等的要求。灌水流量、超前于开采的时间、钻孔长度和间距、灌水次数，根据工作面长度、煤层倾角、煤体透水性能以及水在采空区内流动的速度等条件并通过试验确定；倾斜分层长壁工作面采用超前钻孔灌水，钻孔较密、流量较小、灌水次数较多时，效果较好。

技术依据 ①下分层待采煤体处于采场的减压区内，所承受的地压较原始地压大幅度降低，又经上分层开采时采场支承压力的作用和受落煤作业等采动影响，煤体次生裂隙增多，下分层煤体透水性增强；②采空区存有大面积煤体自由面，水可长时间缓慢渗透。

防尘效果 中国许多煤矿先后在水平分层、倾斜分层及近距离煤层群开采工作面实施了这一防尘方法，由于下分层煤体被预先湿润和上分层采空区碎渣形成有再生顶板，大幅度减少了来自假顶的掉渣、落尘和局部漏网，防尘效果普遍显著，工作面降尘率一般可达77%～92%。

参考书目

李崇训编著，《煤层注水与采空区灌水防尘》，煤炭工业出版社，1981。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第三篇)，煤炭工业出版社，1992。

(李崇训)

caikongqu wasi choufang

采空区瓦斯抽放 (gas drainage from gobs) 抽放开采以后不再维护的空间内的瓦斯的技术措施。有未封闭采空区(紧邻开采活动空间、与开采空间连通的通道未构筑密闭并随开采活动的进行范围不断扩大的采空区)瓦斯抽放和封闭采空区(亦称老采空区)瓦斯抽放2类。抽放采空区瓦斯，对保证采煤工作面瓦斯不超限和安全开采，减少涌入矿井的瓦斯量、减轻矿井通风负担有重要意义。采空区抽放瓦斯浓度一般较低，且易引起采空区内遗煤自燃，必须控制抽放负压，减少漏风，并加强空气温度和一氧化碳的监测，一旦出现自燃征兆应停止抽放或控制抽放，并进行煤炭自燃的防治。

未封闭采空区抽放 亦称半封闭式抽放。有埋管抽放法和向冒落拱上方打钻孔抽放法2种。埋管抽放法适用于预抽瓦斯效果不好的厚煤层或有邻近层的采煤工作面；它简单易行、成本低，但抽放效率低。向冒落拱上方打钻孔抽放法可用于有上、下邻近层的采煤工作面，也可用于单一厚煤层的采煤工作面，它抽出的瓦斯浓度较高，能达50%～60%。中国、波兰、原苏联均有应用。

埋管抽放法 在工作面放顶前，把瓦斯管(末端留出2～3m长的一段"筛管")插入采空区，将其敷设至顶板附近，使之位于高浓度瓦斯带，并接入矿井瓦斯抽放系统进行抽放的方法。抽放瓦斯浓度一般为15%～25%，抽放量为2～3m³/min。

向冒落拱上方打钻孔抽放法 有从回风副巷(尾巷)打钻孔和从回风巷打钻孔2种。钻孔的布置原则

是：钻孔终点应在冒落拱上方的裂隙带内，且不穿透采空区。钻孔间距一般10～20m。从回风副巷打钻多采用平行工作面的钻孔；从回风巷打钻多在钻场内打扇形斜交钻孔，钻场间距30～40m，每个钻场打2～4个钻孔（图1）。这种方法的抽放负压一般为2.67～9.3kPa，抽放瓦斯浓度一般可达到30%～40%，最高可达50%～80%，抽放量为3～4m³/min。

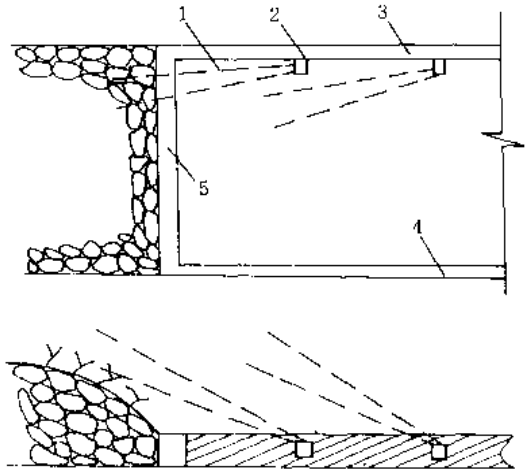


图1 从回风巷打钻孔抽放采空区瓦斯
1—钻孔；2—钻场；3—回风巷；
4—运输巷；5 回采工作面

封闭采空区抽放 亦称全封闭式抽放。钻孔布置在保留的巷道中。钻孔间距300～400m，钻孔终点达冒落拱顶部。当开采深度小于400m时，也可采用在地面打垂直钻孔的方法进行抽放，其钻孔间距为400～500m。常用的方法是从采空区密闭墙插管抽放（图2）；为保证抽放瓦斯浓度，密闭墙应严密不漏风，抽放负压一般控制在1.3～2.7kPa，抽放瓦斯浓度初期可达50%～60%、后期为20%～25%。

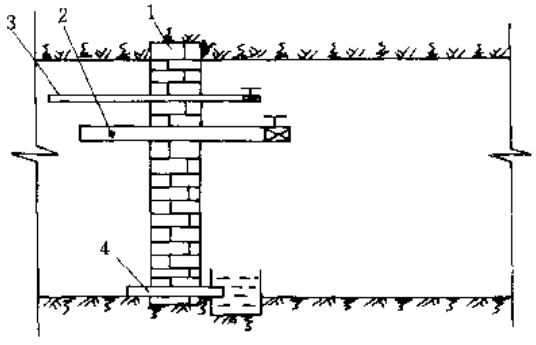


图2 密闭插管法抽放采空区瓦斯
1—巷道密闭；2—抽放管；3—观测管；4—放水管

报废矿井的瓦斯储量丰富时，对其进行瓦斯抽放和瓦斯利用已引起国内外的广泛关注。法国中央煤矿和卡齐埃煤矿矿井报废后，分别抽瓦斯6、7.5a，分别抽出瓦斯73.42Mm³和17.88Mm³。中国抚顺矿务局胜利矿，矿井采完封闭后，利用原有的抽放系统抽采空区瓦斯，在7a内，年抽出量为23Mm³，平均瓦斯流量为44m³/min。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（吴继周）

caikongqu wasi yongchu

采空区瓦斯涌出 (gas emission from gobs)

从采空区中的遗煤、煤柱、围岩和邻近层向矿井生产空间放出瓦斯的现象。开采煤层群的矿井或矿井生产后期，采空区涌出的瓦斯在矿井瓦斯涌出总量中占的比例较大，有时会迫使采煤工作面因瓦斯超限而停产，甚至引起瓦斯爆炸事故。据查，1985～1990年间，中国160个矿井中封闭采空区瓦斯涌出量占矿井瓦斯涌出量的25%～30%者约为半数，个别矿井高达40%～50%。采取有效措施减少采空区的瓦斯涌出是高瓦斯矿通风、瓦斯管理工作重点任务之一。采空区的类型不同，影响其瓦斯涌出的因素也不同，防治措施也不尽相同。采空区有封闭采空区和未封闭采空区2种。

封闭采空区的瓦斯涌出 涌出特点是在一定时期内连续、稳定地放出瓦斯，然后，随时间的延续，涌出量逐渐衰减。封闭的采空区范围越大，积聚的瓦斯越多，涌出量越大；封闭区漏风压差越大、漏风越多，带出的瓦斯也越多；密闭墙质量越差，涌出的瓦斯越多。地面大气压和通风压力的变化，也能导致其涌出量的波动。增加密闭墙的严密性和减少采空区漏风（即减小进、回风端压差），是减少瓦斯涌出量的主要措施；必要时，可采取采空区瓦斯抽放措施。

未封闭采空区的瓦斯涌出 在采煤工作面后方的采空区，随工作面不断向前推进而扩展，其瓦斯可直接涌入工作面，对安全生产威胁较大。开采单一的薄及中厚煤层时，此类采空区的瓦斯涌出量不大，且涌出较均衡、稳定。开采煤层群时，不仅采空区瓦斯涌出量较大，而且涌出也不均衡，当顶板冒落时，瓦斯涌出量会出现波动与峰值；工作面风量变化或反风时，采空区漏风带宽度会发生变化，采空区涌出的瓦斯会明显变化，在短时间内能出现峰值，易引发事故。地面大气压和通风压力变化对此类采空区瓦斯的涌出有明显的影响。回采工作面通风方式不同，未封闭采空区内的瓦斯分布与

涌出也不同(见回采工作面通风方式)。当涌出量较大、影响工作面正常生产时,应采取瓦斯抽放等有效措施。

参考书目

俞启香编著,《矿井瓦斯防治》,中国矿业大学出版社,1992。

吴中立主编,《矿井通风与安全》,中国矿业大学出版社,1989。

(吴继周)

caimei gongzuomian tongfeng fangshi

采煤工作面通风方式 (ventilation system in coal face) 开采空间与其进、回风巷道的布置形式及其风流的流动路线。由采区瓦斯、粉尘、气温以及自然发火倾向等因素决定。工作面通风方式决定着工作面风量大小和质量,并对采空区的瓦斯涌出和煤炭自燃产生直接影响。它与采煤方法有关,在采区设计时确定。根据采煤工作面进、回风道的数量与位置,将采煤工作面通风方式分为U形、W形、Y形、Z形及U—L形等,以U形应用最为普遍。但随着开采规模的增大、瓦斯涌出量增多、煤炭自燃危险的加大和地温增高,为针对性地解决某项安全隐患还会出现其它形式的通风方式。

U形通风方式 采煤工作面与进、回风道构成的形如英文字母"U"的通风方式,分后退式和前进式2种。图1所示为后退式,其进、回风平巷均在煤体内,漏风小,但工作面上隅角容易发生瓦斯积聚。适用于瓦斯涌出量不大的煤层;对瓦斯涌出量较大的煤层,必须采用瓦斯抽放措施方可采用。图2所示为前进式,其进风巷道一侧为煤体、一侧为采空区,回风巷道两侧均为采空区;这种通风方式的漏风大,不适用于有自然发火倾向的煤层。

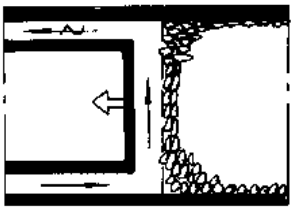


图1 U形后退式

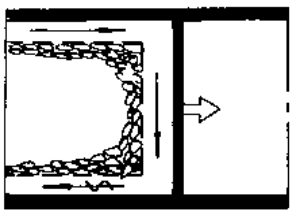


图2 U形前进式

W形通风方式 采煤工作面上、下端的平巷进风(或回风),中间平巷回风(或进风)的布置方式(如图3所示)。采用W形通风方式时,相邻2个工作面共用一条回风(或进风)巷道,采准巷道的开掘和维护量少;W形通风方式的网络结构,属并联结构,风阻小,漏风量小,利于防火;中间及上、下平巷可布置钻孔,有利于煤层注水和抽放瓦斯。适用于高瓦斯、易自燃的煤层。

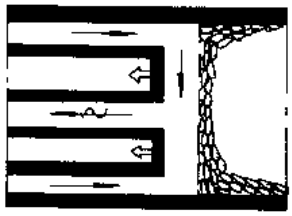


图3 W形通风方式

Y形通风方式 在采煤工作面上、下端各设一条进风道,另在采空区一侧设回风道的通风方式(如图4所示)。采用Y形通风方式的采煤工作面,不仅其采空区的瓦斯直接流入回风平巷、上隅角不易发生瓦斯积聚,而且其上下端处于进风流中、可布置抽放钻孔;但采空区漏风较多,易引起采空区煤炭自燃。适用于瓦斯涌出量大、发火不严重的煤层。中国阳泉矿务局等采用此种通风方式,效果甚好。

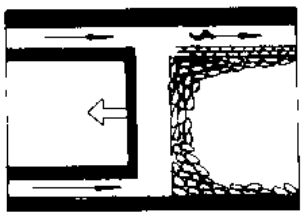


图4 Y形通风方式

Z形通风方式 是U形通风方式的改进型,有前进式(如图5所示)和后退式(如图6所示)2种。Z形通风方式的进、回风流方向一致,巷道的采准工作量较少,采区内进、回风巷道的总长度近似不变,风阻变化小,前进式的进风巷道随采煤工作面的推进而形成,回风巷则为预掘的巷道。采用前进式的采煤工作面,其采空区瓦斯是涌向工作面的,上隅角易发生瓦斯积聚,瓦斯涌出量大的工作面不宜采用此通风方式。后退式的进风巷为预掘的巷道,回风巷则随回采工作面的推进而形成。采用后退式的采煤工作面,其上隅角不会出现瓦斯超限;但当采空区的瓦斯涌出量很大时,其回风巷中会出现瓦斯超限现象。Z形通风方式,采空区内漏

风较大，易引起煤炭自燃，发火严重煤层不宜采用这种通风方式。

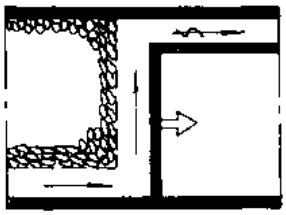


图 5 Z形前进式

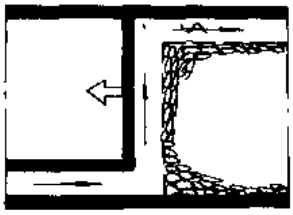


图 6 Z形后退式

U+L形通风方式 俗称尾巷通风方式，巷道布置形式如图7所示。它是为解决上隅角瓦斯超限问题而提出的。这种通风方式的部分风流通过上隅角经联络横巷进入上部回风巷（亦称尾巷），由于其携带走了采空区内的部分瓦斯，工作面上隅角不易出现瓦斯积聚现象；但大部分瓦斯涌向尾巷，易发生瓦斯事故，多数煤矿对尾巷通风方式的选择均有严格的规定。尾巷不得兼作其它用途，不得敷设电缆、金属管道，并须设栅栏、安装瓦斯报警断电仪等。适用于瓦斯涌出量大的工作面。中国阳泉矿务局应用较多，收效明显。

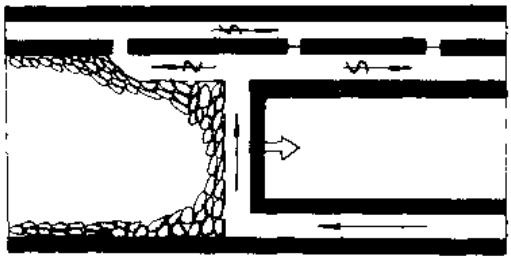


图 7 U+L形通风方式

参考书目

赵以蕙编著，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

谭允祯编著，《矿井通风系统优化》，煤炭工业出版社，1990。

（赵以蕙）

caozuo guicheng

《操作规程》 (Operation Rules) 针对某单独一项工程的施工顺序、方法、技术和质量标准，以及施工注意事项和安全作出的具体操作规定与要求。也是对各工种的操作程序和操作方法制定的一种管理制度，是煤矿工人安全生产操作经验的结晶，是煤矿生产建设过程中必须遵循的“三大规程”（《煤矿安全规程》、《作业规程》、《操作规程》）之一，是各工种工人进行生产活动的准则。按照《操作规程》操作，可保证生产工作安全正常进行，提高效率和工程质量，杜绝违章作业，避免人身伤亡、设备和财产损失。它对于提高工人的操作水平，搞好技术培训和技术练兵有较大推动作用。

中华人民共和国煤炭工业部按照国家颁布的煤炭工业特有工种或岗位划分的工种，于1996年11月颁布了煤矿生产矿井的地质测量、巷道掘进、采煤、机电、运输、通风安全和矿山救护7个专业各工种或岗位的《操作规程》。内容包括一般规定、操作前准备工作、操作和收尾工作4部分，具体规定了操作技术和有关的质量标准、安全要求。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿工人技术操作规程》，煤炭工业出版社，1996。

（王树玉）

cechen yiqi jianding

测尘仪器检定 (verification of measuring instrument for dust concentration) 评定测尘仪器的性能（准确度、稳定度、灵敏度等），并确定其是否合格所进行的全部工作。检定项目主要有测尘误差、采样效率、采样流量及误差、流量计准确度、抽气负压及流量稳定性等。由于测尘仪器性能的好坏直接影响测尘数据的准确性和可靠性，因此对粉尘测量仪器必须实行周期检定。根据测尘仪器不同的工作原理、技术要求，国家有关部门制定有不同的标准及检定规程。

测尘仪器示值的标定、校准 采用粉尘风洞和单分散相气溶胶2种方法进行。

用粉尘风洞标定时，按照粉尘浓度测量仪器的使用场所条件，用标准试验粉尘进行标定和校准。单分散相气溶胶（$\geqslant 0.3\mu m$ 的硬脂酸气溶胶）方法用于标定和校准呼吸性粉尘测量仪器的前级分离装置。

测量误差检定 利用测尘仪器检测校验装置（图1）和微量天平进行。测尘仪器检测校验装置由环形洞体、动力调速装置、定量发尘器给尘装置、除尘器以及微型计算机监测控制系统等5部分组成，该装置的测量误差小于被检粉尘浓度测量仪器的允许误差的1/

2，采用的标准试验粉尘符合有关标准规定。装置中粉尘测试段的风速控制在1～2m/s范围内，粉尘浓度测定点按快速测尘仪或粉尘采样器的采样测尘范围均匀地布置5个，每个点测3次，取其算术平均值；用该值与标准粉尘采样器（装置上的粉尘浓度传感器）测定的粉尘浓度值对比，即可检定出测尘仪器的测量示值误差及采样误差。

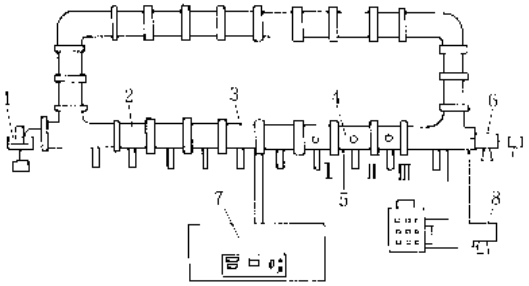


图1 测尘仪检测校验装置示意图

1—给尘装置；2—温度传感器；3—温度传感器；4—粉尘浓度传感器；5—测试段；6—风机；7—微机控制室；8—除尘机

采样效率标定 用测尘仪器采样效率试验装置进行标定。采样效率又称采样效能、透过率、分离效率、沉积效率等，表示测尘仪器分离呼吸性粉尘的能力，是评价呼吸性粉尘测量仪器能否模拟测量出沉积在人体肺泡内的呼吸性粉尘的一个重要指标。英国医学研究委员会提出呼吸性粉尘是指能进入肺泡区的粉尘，其空气动力学粒径上限为7.07μm，并提出不同直径的尘粒沉积效率应符合BMRC标准曲线；美国工业卫生医学会议规定了呼吸性粉尘采样器分离尘粒的性能应符合ACGIH标准曲线，认为呼吸性粉尘是侵入到肺部无纤毛的呼吸性细支气管以下的肺泡区的尘粒的空气动力学，粒径上限为10μm，2条标准曲线与尘粒在肺泡内的沉积曲线的比较如图2所示。

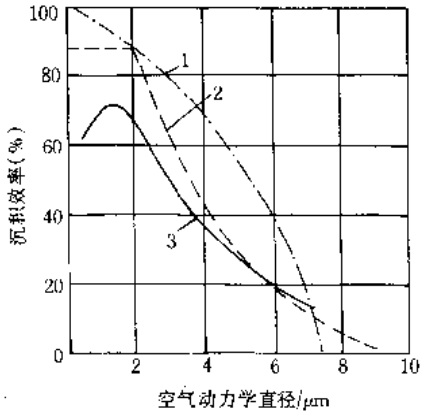


图2 BMRC、ACGIH标准曲线与肺泡内沉积曲线

1—BMRC标准曲线；2—ACGIH标准曲线 3 肺泡内粉尘沉积曲线

目前BMRC和ACGIH标准曲线都已被国际标准化组织ISO认可；中国目前还没有统一的规定，原煤炭工业部和原劳动部等均采用BMRC标准曲线作为呼吸性粉尘测尘仪器的采样效率曲线。为了将呼吸性粉尘按标准曲线从总粉尘中分离出来，呼吸性粉尘测尘仪器均采用了旋风分离器、水平淘析器、惯性冲击器等不同原理的前级分离装置。

标定采样效率时，采用振动孔气溶胶发生器选用荧光物质或亚甲基兰等粒子材料产生微米级单分散相气溶胶，并调节发生器的参数产生所需粒径粒子的气溶胶，然后将粉尘浓度测量仪器的采样头（粉尘分离装置）置于其中进行采样；采样后用定量溶剂将滤膜上的、前级分离装置中的、级间损失的粒子冲洗下来，然后采用荧光分析技术或比色分析方法测出溶液的浓度，这样即可计算出某一粒径的采样效率来；最后以粒子的空气动力学直径为横坐标、采样效率为纵坐标绘出采样效率曲线，并与标准曲线进行比较，以此判断仪器的采样效率是否符合标准曲线要求。

采样流量及其误差的标定 对粉尘浓度测量仪的采样流量及误差、流量计准确度、抽气负压、采样流量稳定性、采样头气密性、连续工作时间等项目的检验、检定均可用粉尘采样器检定装置、低阻流量标准装置按照有关要求进行。

20世纪60年代前，主要采用（诸如皂膜流量计等）低阻流量计来检验测尘仪器的采样流量及流量计准确度。20世纪70年代以来随着各种型号的测尘仪器的投入使用，开始采用使用试验粉尘的粉尘风洞对测尘仪器的测量误差进行检测、用单分散相气溶胶对呼吸性粉尘测尘仪器的前级分离装置的分离效率进行测定，有的国家还研制了用于检定某个型号的测尘仪器的装置。20世纪80年代后，各国研制了粉尘采样器的检定装置和用于检定某个型号快速测尘仪的检定装置，用来进行定期校准和检定。目前各国正进行快速测尘仪检定装置的研究。

参考书目

严兴忠等编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

陈绍义等编，《煤矿尘肺》，煤炭工业出版社，1984。

（丘伟东 罗明德）

chaoqian zuankong

超前钻孔 （advance borehole） 打在石门、采

掘工作面前方煤体中、用以防止煤(岩)与瓦斯突出的一组钻孔。是一种常用的防止煤(岩)与瓦斯突出的局部措施，也是用于防止煤巷掘进工作面突出应用最早的措施。多用于煤巷掘进工作面，有时也用于采煤工作面。适用于透气性较好、煤质稍硬、易于打钻孔的突出煤层。打钻孔过程中有喷孔、垮孔、夹钻等现象的煤层不宜采用超前钻孔措施；否则，在打钻过程中就可能发生突出。生产实践表明，在突出严重的地区打超前钻孔时，国内外均发生过严重的突出，因而，在实施超前钻孔措施时应加固工作面并尽可能实现远距离操作钻进。中国《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出细则》对超前钻孔的使用条件和使用原则作出了规定。

超前钻孔的防突效果取决于钻孔数量、钻孔参数和布置方式。

防突机理 超前钻孔在钻进过程中及打完钻孔后的一定时间内，钻孔周围的煤体应力及瓦斯将得到一定程度的卸压和排放，工作面附近的应力集中带和高瓦斯压力带即向远处推移、应力梯度和瓦斯压力梯度减小，工作面前方形成了一个较长的卸压和排放瓦斯带。由于不仅减少了发生突出的动力源，而且也增强了抵抗突出的能力，因而消除或减弱了发生突出的危险性。

参数 包括钻孔直径和钻孔长度等。

钻孔直径 直径一般为 75～120mm。20 世纪 50 年代至 60 年代间，曾采用 300mm 直径的钻孔，后因打钻有困难，甚至在打钻过程中发生突出，故 70 年代以后，就很少用 300mm 直径的超前钻孔。

钻孔长度 长度一般不小于 10m，且在工作面推进过程中钻孔超前工作面的距离不小于 5m。

钻孔数量和布置方式 确定原则是要使巷道断面及其轮廓线以外 2～4m 范围内的煤体得到充分卸压、瓦斯得到充分排放。钻孔的数量根据钻孔的有效影响半径和卸压带、排放瓦斯带的尺寸确定，钻孔的间距不大于钻孔有效影响半径的 2 倍。半煤岩巷道钻孔的布置方式见图 1。

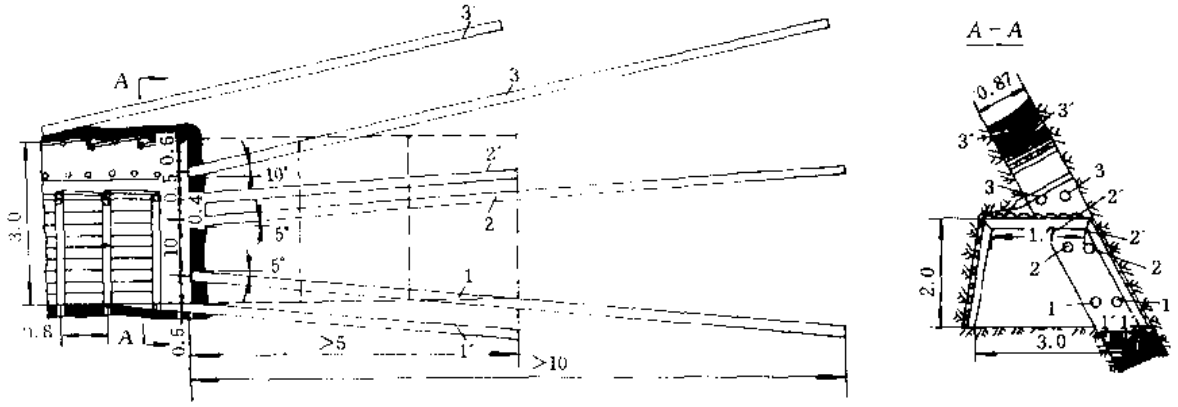


图 1 超前钻孔布置示意图（单位：m）

1、2、3—超前钻孔；1′、2′、3′ 钻孔的最短超前段

钻孔有效影响半径 钻孔沿径向防突有效的最远距离。是确定钻孔间距和布置方式的基础参数，煤层赋存条件不同，钻孔有效影响半径亦不同。用钻孔流量法进行测定，测定步骤为：

(1)沿工作面软煤分层打 3～5 个相互平行的测量孔，孔径 42mm、孔长 5～7m、间距 0.3～0.5m；

(2) 对各测量孔进行封孔，测量室长度为 1m；

(3)钻孔封孔后，立即测量钻孔瓦斯涌出量，每隔 10min 测定一次。每个测量孔的测量次数不少于 5 次；

(4)在距最近的测量孔边缘 0.5m 处，打一个平行于测量孔的排放钻孔，其直径与待考察超前钻孔有效影响半径的钻孔的直径相等。在打排放钻孔的过程中，记录钻孔长度、时间和各测量孔的瓦斯涌出量的变化；

(5) 排放钻孔打完后，每隔 10min 测量一次各测量孔的瓦斯涌出量，测定 2h；

(6) 绘制出各测量孔的瓦斯涌出量变化图；

(7) 如果连续 3 次测得测量孔的瓦斯涌出量都比打排放钻孔前增大 10%及以上，即表明该测量孔处于排放钻孔的有效影响半径之内。符合上述要求的测量孔距排放钻孔的最远距离，即为钻孔有效影响半径。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细

则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

(宋世钊)

chenfei

尘肺　(pneumoconiosis)　长期吸入一定量的生产性粉尘而引起的以肺组织纤维化病变为主的慢性全身性疾病。为不可逆疾病，即使在患病后调离粉尘作业环境，尘肺仍可继续发展，目前尚无治愈的办法，可导致患病的作业人员劳动能力的下降、甚至丧失(见尘肺病人劳动能力鉴定)，并会引起并发症。防止尘肺发生的关键在于预防。为加强对尘肺病人的管理，各国均制定有专门的尘肺诊断标准。尘肺的发病同接触粉尘的工龄、生产场所空气中粉尘浓度、粉尘中游离二氧化硅含量等有密切关系，同个人健康因素也有一定影响。从事粉尘作业多长时间才发生尘肺的报导虽然不一；但从事粉尘浓度高、游离二氧化硅含量高的作业又缺乏有效的防尘措施的工人，经过1~2年就可发病。

发达国家由于生产设备先进，配套的防尘措施齐全，实行了严格的法制管理，尘肺患病率在逐年减少。中国由于生产设备落后，有关法规不健全，尤其是乡镇企业，生产环境中粉尘浓度较高，尘肺的发病率还相当高。中国尘肺病主要分布在煤炭、冶金等工业行业中，煤炭系统占全国尘肺总数的46.5%，居全国各工业部门第一位。煤炭系统县以上直接接触粉尘的工人有250万人，确诊尘肺病21.2万人、发病率为8.55%，可疑尘肺28.9万人，病死率为20%，平均每年死亡2000多人。

发生尘肺的主要工种有各种矿山作业中的掘进工、风钻工、爆破工、支柱工、矿石破碎工、搬运工等；耐火材料工业、石粉、玻璃、陶瓷，石棉等行业中接触各种粉尘的工人也易患尘肺。

认识史　粉尘对人体有害的事实，中国最早的医书《黄帝内经》素问篇中即有记载："金石之物、其燥有毒。"文中所指之毒即是指粉尘对人体的危害。古希腊医生希波克拉底也发现了采矿、粉尘与疾病存在着某种关系。1867年德国学者Zenker首先提出了尘肺的概念，认为尘肺是由粉尘引起的矿工疾病。1930年在南非召开的第一次国际尘肺会议，在总结各国的研究资料的基础上提出，只有二氧化硅才能引起尘肺、当时称之为矽肺。尽管各国学者对粉尘致病性的研究在不断深入，但由于生产性粉尘的种类不断增多，到目前为止国内外学者对尘肺的定义认识尚未达成一致，可分为2种看法：一种认为只有能引起肺组织纤维化病变的、在生产环境产生的粉尘才可造成尘肺；另一种认为只要在肺中有不溶性或难溶性粉尘，吸入量多、滞留时间长，均有引起尘肺的可能性，各种粉尘之间的差别只是程度的不同，而不存在有害和无害的绝对不同。

分类　按病程长短分为快型、慢型和晚发型3种；按粉尘致肺纤维化与否分为非纤维化型(肺尘末沉着症)和纤维化型(尘肺)。中华人民共和国卫生部于1986年修订的职业病名单中，依据粉尘种类及性质将尘肺分为硅肺、煤工尘肺、石墨尘肺、炭黑尘肺、石棉肺、滑石尘肺、水泥尘肺、云母尘肺、陶工尘肺、铝尘肺、电焊工尘肺和铸工尘肺12种。

尘肺的症状　早期病人一般无自觉症状；随着病变的进展有气急、胸闷、胸痛、咳嗽和咯痰等呼吸系统症状、部分病人可有食欲不振、消瘦、乏力等症状，体检肺部可闻及干、湿罗音；晚期并发肺心病、心力衰竭，可出现相应的体征。实验室检查血沉轻度增快；部分病人血清蛋白电泳可有白蛋白减低和丙种球蛋白增高现象；血清铜兰蛋白、尿羟脯氨酸、粘蛋白及血清溶菌酶的含量增加与病情程度一致。

诊断　只有同时具备确切的粉尘接触史和合乎要求的胸部X线照片才能做出正确的诊断。为了获得确切的粉尘接触史，要详细了解和记录工人历年粉尘接触情况，包括工种的变动情况、不同时期接触粉尘的种类、作业方式，使用的工具、工作环境粉尘浓度及有无防尘措施等；粉尘接触史记录应经厂矿人事部门核实。在进行尘肺诊断时还要判定有无并发症。

中国曾于1963年公布了首部诊断标准，即《矽尘作业工人医疗预防措施实施办法》、《矽肺X线分期及其诊断标准》；后又于20世纪80年代初对原标准中的矽肺及石棉肺的诊断标准进行了修订，于1986年11月颁布了到目前为止仍在执行的诊断标准，即《中华人民共和国尘肺X线诊断标准及处理原则》，该标准为国家标准(GB5906－86)，适用于国家公布的职业病名单中的12种尘肺，诊断及分期标准是：

(1) 无尘肺，代号O。

a. O：无尘肺的X线表现。

b. O^{1}：X线表现尚不够诊断为"Ⅰ"者。

(2) 一期尘肺，代号1 (见彩图3)。

a. Ⅰ：有密集度1级的类圆形小阴影，分布范围至少在2个肺区内各有1处，每处直径不小于2cm；或有密集度1级的不规则形小阴影，其分布范围不少于2个肺区。

b. Ⅰ$^{-}$：小阴影明显增多，但密集度与分布范围中有一项尚不够定为"Ⅱ"者。

(3) 二期尘肺，代号Ⅰ（见彩图4）。

a. Ⅰ：有密集度2级的类圆形或不规则形小阴影，分布范围超过4个肺区；或有密集度3级的小阴影，分布范围达到4个肺区。

b. Ⅰ$^+$：有密集度为3级的小阴影，分布范围超过4个肺区；或有大阴影尚不够定为“Ⅱ”者。

(4) 三期尘肺，代号Ⅱ（见彩图5）。

a. Ⅱ：有大阴影出现，其长径不小于2cm、宽径不小于1cm。

b. Ⅱ$^+$：单个大阴影的面积或多个大阴影面积的总和超过右上肺区面积者。

并发症 主要有：①肺结核。尘肺易合并肺结核，一旦并发肺结核不仅尘肺会迅速进展，而且尘肺还会促进结核病变的恶化，造成劳动能力丧失，是尘肺死亡的主要原因（见尘肺结核）；②肺感染。在尘肺病变的基础上，极易合并细菌性、病毒性肺感染；③肺气肿。阻塞性肺气肿几乎普遍存在，与弥漫性纤维化收缩、压迫引起小支气管变形、狭窄有关；④慢性支气管炎、支气管扩张、自发性气胸；⑤肺心病、呼吸衰竭。由于尘肺纤维化病变会引起肺内小动脉受压、变形或肺内小动脉会因长期缺氧而出现痉挛、肺动脉高压，因而最后会导致右心室肥大、右心衰竭，随着尘肺病情的发展及其他合并症的出现，即造成呼吸衰竭，这是尘肺死亡的主要原因。

治疗 尘肺病能不能治疗历来存在着争议。国外学者认为尘肺是不可逆性疾病，无特殊病因治疗办法，主要是治疗尘肺的合并症，所以国外对尘肺病因治疗的研究不多，有些药物研究也仅限于动物实验阶段。中国由于尘肺病人多，半个世纪以来，积极研究寻找治疗和延缓尘肺病变进展的药物和方法；由于尘肺治疗有赖于对尘肺发病机理的研究，20世纪50年代发病机理偏重于化学毒性学说，中国当时主要偏重于中医中药对尘肺治疗的研究，60年代强调免疫学说，又进行了有关免疫方面的研究，70年代伴随着电镜和生物膜技术的进展，以生物膜损伤学说最为流行，中国进行了大量的尘肺治疗药物的筛选研究。

尘肺治疗的目的不是靠一方一剂去完全溶解已经纤维化的病变，而是阻止或延缓病变的自然发展、增强病人体质、及早控制尘肺合并症的综合治疗，以减轻病人痛苦、延长寿命。

为了寻找尘肺治疗药物和方法，中国学者进行了很多探索，致力于游离二氧化硅粉尘致病机理的研究，寻找保护巨噬细胞和抑制胶原纤维形成的药物，其中发现了一些药物对实验性硅肺有预防和治疗作用。目前已用于临床尘肺治疗的药物有10多种，常用的有：

(1) 克矽平。化学名为聚2－乙酰吡啶－氮氧化物，简称P_{204}、PVNO。于1960年由德国H. W. Schlipköter教授首先合成，发现对实验性硅肺有明显治疗作用；中国于1964年也合成了P_{204}，动物实验证明有显著抑制硅肺胶原纤维形成作用。P_{204}雾化吸入可增强肺脏对粉尘的清除能力，该药可吸附在硅尘表面，阻断硅尘表面活性物质对吞噬细胞的损伤，保护吞噬细胞膜及溶酶体膜不受硅尘破坏，从而抑制了胶原纤维形成。中国数以千计硅肺病例及其他尘肺的治疗结果表明，该药有延缓纤维化病变进展、改善病人临床症状的作用，对早期病人的疗效更为满意。克矽平无明显毒副作用，可较长期应用；多用4%克矽平溶液雾化吸入。

(2) 磷酸哌喹，代号抗矽14号，化学名为1、3双〔4—（7氯化喹啉基－4）哌哔嗪－1〕丙烷磷酸盐，缩写为PQP。1970年由中国合成，原为长效抗疟药物。在抗硅肺药物筛选中发现有明显抑制肺胶原纤维形成的作用；经临床观察证明，有阻止硅肺病变进展的作用，有部分病人治疗后胸片显示大阴影缩小、密度减低，小阴影数量减少。该药在体内半衰期较长，排泄缓慢，每周口服一次；副作用有一过性心率减慢，皮肤色素沉着等。

(3) 磷酸羟基哌喹，代号抗矽1号，化学名为1、3－双－〔N′－（7′－氯 4′－喹啉基）－哌哔嗪－N4〕丙醇－2四磷酸盐，简称HPQP。于1980年由上海第二军医大学合成。对实验性硅肺有良好的治疗效果，临床应用10多年来也取得了较好的疗效。作用机理除有保护吞噬细胞与抑制肺胶原纤维形成外，还可激活肺巨噬细胞，增强其吞噬功能。该药在体内半衰期较短，不易在体内蓄积，毒副作用小，偶见心率减慢；尘肺并发肺结核者慎用。

(4) 铝制剂。早在20世纪30年代国外就有人报道可用吸入金属铝粉的方法来预防和治疗尘肺。北京医科大学于1973年合成了柠檬酸铝制剂，该药对实验性硅肺有治疗效果，经10余年的临床观察发现该药有延缓和阻止尘肺病进展的作用。其主要作用于硅尘粒子表面，降低硅尘的溶血毒性作用，保护吞噬细胞膜不受硅尘的损害，维持其稳定性，减少胶原纤维的合成；无明显毒副作用。可雾化吸入或肌肉注射。

中药黄根也是一种含铝的茜草科植物，临床治疗硅肺及煤硅肺收到一定效果。

(5) 汉防己甲素。从防己科千藤属植物块根中提取的一种双苄基异喹啉生物碱。于1975年由中国预防医学科学院劳动卫生与职业病研究所、天津市医药工业研究所及天津市劳动卫生职业病研究所共同研制出

来。1977年用于临床治疗硅肺，少数硅肺病人治疗后可看到X线阴影缩小。作用机理有抑制成纤维细胞分泌作用，可延缓或阻止硅肺胶原纤维化过程。副作用有食欲减退等消化道症状，长期服用可发生皮肤色素沉着，少数病人可出现肝功能异常。

中国从20世纪80年代以来，开展了肺灌洗治疗尘肺的研究及临床工作，有在局部麻醉下使用纤维支气管镜做肺叶灌洗及在全麻下用Carlens'双腔导管做大容量全肺灌洗2种方法。肺灌洗治疗可以冲出肺内粉尘，消除致病因素，改善通气功能；但需要一定的心肺监护、麻醉等设备及较熟练的技术水平，且有关副作用及远期疗效尚需进一步研究观察。

尘肺的预防 粉尘是尘肺的病因，预防尘肺的关键是做好防尘、降尘工作，实行三级预防措施（见尘肺三级预防），使作业环境中的粉尘浓度低于有关的卫生标准值（见粉尘卫生标准）。为了降低作业环境粉尘浓度，中国在多年实践中总结出了有效的"八字"综合防尘经验，即"革、水、密、风、护、管、宣、查"，其内容包括技术改革、湿式作业、密闭尘源、通风除尘、个人防护、设备维修、定期测定粉尘浓度、开展宣传教育、接尘工人定期检查身体等。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

煤矿尘肺防治编写组编，《煤矿尘肺的防治》，煤炭工业出版社，1977。

鲍含诚等主编，《尘肺合并症》，中国医药科技出版社，1993。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十二篇），煤炭工业出版社，1991。

（王文举）

chenfei bingren laodong nengli jianding

尘肺病人劳动能力鉴定 （disability identification of pneumoconiosis） 为保护职工合法权益，加强安全生产，合理调配和使用劳动力，依据尘肺病人的器官损伤、功能障碍及其对医疗与护理的依赖程度，确定尘肺病人患尘肺病后的生产劳动能力的工作，又称为职业病致残程度鉴定。只有中国才进行这项工作。鉴定的依据是患者确切和详细的职业粉尘接触史、尘肺X线分期、临床表现（尤其是呼吸困难的程度）、肺功能测定、并发症情况等。鉴定时先由厂矿企业单位的工会、行政部门、劳动工资部门、卫生部门组成劳动能力鉴定委员会，再由授权的卫生部门根据医学观点、有关法规及标准对尘肺病人劳动能力做出判定，提出处理意见，最后经劳动能力鉴定委员会研究决定。由于尘肺作为一种呼吸系统疾病不存在医疗终结问题，所以鉴定结果存在着有效期问题，通常有效期为1～2年。

中国最早的一部有关尘肺病人劳动能力鉴定的法规是1963年7月15日由中华人民共和国卫生部，劳动部及中华全国总工会颁布的《粉尘作业工人医疗预防措施实施办法》；该办法依据患者的代偿机能（分为甲、乙、丙3类）及尘肺X线分期将矽肺患者的劳动能力分为正常范围、轻度减退、显著减退和丧失4类：①正常范围，诊断为Ⅰ期矽肺、代偿机能甲类（无临床症状或轻度临床症状，无肺气肿、肺功能正常或在正常范围内）。②轻度减退，诊断为Ⅱ期矽肺、代偿机能甲类。③显著减退，诊断为Ⅰ期矽肺、代偿机能乙类（有中度临床症状，有中度肺气肿、肺功能显著减退），Ⅱ

表1 职工工伤与职业病致残程度鉴定标准（肺部疾患）

伤残类别	一	二	三	四	五	六	七	八	九	十
肺部疾患（包括尘肺）		1. 肺功能重度损伤	1. 尘肺Ⅲ期		1. 尘肺Ⅲ期伴肺功能轻度损伤或呼吸困难2级	1. 尘肺Ⅱ期，肺功能正常		1. 尘肺Ⅰ期，肺功能轻度损伤或正常		
		2. 呼吸困难4级或 Pao_2 为4.1～8kPa 或 $Paco_2$ 为7.9～6kPa	2. 尘肺Ⅱ期伴肺功能中度损伤或呼吸困难3级		2. 尘肺Ⅰ期伴肺功能中度损伤或呼吸困难3级	2. 肺功能中度损伤		2. 职业性肺疾患，肺功能轻度损伤或正常		
		3. 尘肺Ⅲ期伴肺功能中度损伤或呼吸困难3级	3. 尘肺Ⅰ、Ⅱ期合并活动性肺结核			3. 呼吸困难3级或 Pao_2 为8～10.7kPa		3. 放射性肺炎后肺纤维化（小于两叶）		
		4. 放射性肺炎后两叶以上肺纤维化	4. 放射性肺炎后两叶肺纤维化							

期矽肺、代偿机能乙类。④丧失，诊断为Ⅰ期矽肺、代偿机能丙类（有重度临床症状，有中度或重度肺气肿，肺功能显著减退），Ⅰ期矽肺、代偿机能丙类，Ⅱ期矽肺；矽肺患者合并活动性肺结核者，不论症状多少及肺功能好坏，应暂时鉴定为劳动能力丧失。根据《粉尘作业工人医疗预防措施实施办法》执行过程中存在的问题，经过修订，1992年3月9日中华人民共和国劳动部、卫生部及中华全国总工会颁发了《职工工伤与职业病致残程度鉴定标准(试行)》。其将职工伤残丧失劳动能力程度分为十级，其中一、二、三、四级为完全丧失劳动能力，五、六级为大部分丧失劳动能力，七、八、九、十级为部分丧失劳动能力；把尘肺病人劳动能力判定包括在职业性肺部疾患之中，并根据尘肺病人肺部损害程度、呼吸困难分级等因素对尘肺病人劳动能力鉴定作了具体规定，见表1。

肺功能损伤分级 进行肺部损害程度鉴定的依据是：①职业病诊断证明书；②近期胸部X线平片；③肺功能测定结果及或血气测定结果。肺功能损伤分为正常，轻度损伤、中度损伤和重度损伤4级，其分级标准见表2。

表2 肺功能损伤分级

	FVC	FEV_1	MVV	FEV_1/FVC (%)	RV/TLC (%)
正 常	>80	>80	>80	>70	<35
轻度损伤	60~79	60~79	60~79	55~69	36~45
中度损伤	40~59	40~59	40~59	35~54	46~55
重度损伤	<40	>40	<40	<35	>55

	DLco	Pao_2/kPa	$Paco_2$/kPa	(A−a) O_2/kPa
正 常	>80			
轻度损伤	60~79			
中度损伤	40~59			
重度损伤	>40	4~8	6~8	>9.3

注：FVC、FEV_1、MVV、DLco为占预计值%。

呼吸功能损害分级 是呼吸功能损害的诊断及分级基准的主要依据，分为4级：1级。与同龄健康者在平地一同步行不气短，但登山或上楼时呈现气短；2级。平路步行1km不气短，但不能与同龄健康者保持同样速度，且平路快步行走呈现气短，登山或上楼时气短明显；3级。平路步行100m即有气短；4级。稍活动（如穿衣、谈话）即气短。

在判定呼吸困难程度有困难时或呼吸困难分级与肺功能测定结果有矛盾时，应以肺功能测定结果作为致残分级标准的依据；如果尘肺合并哮喘，在发作或缓解期所测得的肺功能不能正确评价哮喘时致残程度，可以就其发作频度和影响工作的程度进行评价。

（王文举）

chenfei jiehe

尘肺结核 (pneumoconiosis-tuberculosis)

尘肺合并活动性肺结核，是尘肺并发症的一种。主要由结核分枝杆菌引起。以在已患尘肺的基础上合并肺结核较为常见，但也可以是原来就患陈旧性肺结核或"潜隐性"肺结核，因尘肺病的影响而使结核复发进展。不仅能促使尘肺与结核相互恶化，影响预后，而且也是造成尘肺病人死亡的主要原因之一，国际劳工组织统计资料表明，1983年有四分之一的尘肺病人死于肺结核。中国学者在分析了大量尘肺结核X线胸片的基础上，首次对尘肺结核提出了分类，将尘肺结核划分为浸润型、团块型、空洞型、毁损型、胸膜炎型和血行传播型6种。

尘肺的结核合并率随粉尘中游离二氧化硅含量的增高、尘肺期别的上升而增高。据中国1986年第一次全国尘肺流行病学调查资料统计，各类尘肺的平均肺结核合并率为15.82%；据中国1975年10个大型煤矿区资料统计，煤矿尘肺的肺结核合并率为22%，其中Ⅰ期尘肺合并结核率为16.5%、Ⅱ期为25.2%、Ⅲ期为51.3%。

尘肺与肺结核是各自独立的2种肺部疾病，可以在肺部不同部位单独发生，也可以在有密切解剖学联系的同一部位发生；目前尘肺易合并结核的机理尚未完全阐述清楚，临床与实验研究认为可能与下列因素有关：

(1) 二氧化硅粉尘能增强结核菌毒力；

(2)结核杆菌能活化肺泡巨噬细胞，使其加速吞噬硅尘与细胞自溶死亡，从而释放更多的致纤维化因子，加速尘肺进展；

(3)尘肺的发生使大量巨噬细胞死亡，从而破坏了结核获得性免疫；

(4)尘肺使肺部血循环和淋巴系统受损，降低了肺组织对结核菌的抵抗力；

(5)尘肺患者全身免疫功能低下，易造成肺内"潜隐性"结核灶重新活动起来。

诊断 痰菌检查是尘肺结核诊断最为可靠的依据，但由于尘肺结核具有病灶周围疤痕组织、硅结节的收缩能引起支气管闭塞或含硅淋巴结使支气管扭曲变形或闭塞常使痰菌检查不到阳性结果的解剖特点，因此尘肺结核要比单纯肺结核痰菌阳性率低；故系列胸片的动态观察仍是诊断尘肺结核的主要依据，因为只

有胸片才能提供尘肺与结核2种病变形态学上的内在联系，在已确诊尘肺的基础上胸片出现如下征象者可考虑有合并结核的可能：

(1) 肺尖或锁骨下出现不对称小片状密度不均阴影；

(2)上中肺野硅结节短期内增大明显，结节轮廓不清、大小不等、密度不均、近期内易变化；

(3)不对称大片状阴影轮廓不清、密度不均，与肺门有引流支气管索状影相连；

(4)团块状阴影短期内增大明显，无向心收缩，病变发展中趋于以横向为主向四周发展而不是与后肋呈垂直的纵向发展；

(5)病变短期内形态多变，出现空洞，空洞形态多数为大而不规则，常伴同侧或对侧有播散灶；

(6)尘肺融合团块不对称、轮廓不清，局部有广泛胸膜增厚粘连；

(7)出现胸腔积液（结核性渗出液）；

(8)肺部阴影经规则抗痨治疗半年以上胸片显示病变有明显吸收好转。

聚合酶链式反应（PCR）对结核诊断灵敏度极高，是近年来才发展起来的一项新技术，国内外学者已试用于尘肺结核的早期诊断，可望今后配合X线胸片成为尘肺结核早期诊断一项指标。

治疗 由于尘肺合并的结核灶受硅性纤维组织包绕，抗结核药物不易进入肺实质，因此抗痨治疗的疗效远不如单纯肺结核；但自20世纪70年代以来，由于抗痨药物的迅速发展，尘肺结核的疗效大有改观。尘肺结核的治疗效果主要取决于尘肺的病变程度，尘肺结核的X线类型；粉尘中游离二氧化硅含量和感染结核菌株的致病性。由于致病性较弱的康沙辛型（Kansasii type）等异型分枝杆菌对尘肺患者也有致病性，且异型分枝杆菌对经典抗痨药物的敏感性低、疗效差，因此在进行抗痨治疗时应及早鉴定出菌种。

尘肺结核的治疗主要在于抓紧初治病人的合理、规律化疗。根据化疗的生物学机理，目前主张采用"两阶段标准化疗"方案，即第一阶段的强化治疗和第二阶段的继续巩固治疗。

初治尘肺结核病人开始3个月同时接受异烟肼、利福平、吡嗪酰胺与链霉素进行强化治疗，后6个月用异烟肼和利福平进行巩固治疗(3HRZS/6HR)。复治病人开始用异烟肼、利福平、吡嗪酰胺和链霉素治疗3个月，以后再用异烟肼、利福平、乙胺丁醇治疗6个月，最后再用异烟肼、利福平巩固治疗6个月。也有国外学者提出用短程疗法治疗尘肺结核，即2个月强化治疗，7个月巩固治疗。

预防 尘肺患者一旦合并活动性结核就属劳动能力丧失，会加速病情进展，因此预防尘肺合并结核是尘肺防治中一项重要工作。预防的关键是消灭结核传染源。现代防痨的观点认为，化学疗法是消灭结核病的主要方法，其主要环节是用化学疗法消灭或控制传染源。

卡介苗是减毒的活结核杆菌，由于接尘工人和尘肺患者肺内已贮有一定量的硅尘，而硅尘能使减毒的结核杆菌增强其致病性，有诱发活动结核和加速尘肺进展的危险，因此对接尘工人和尘肺患者禁用卡介苗来预防肺结核。服用药物预防合并结核在国外早已试用。对进展快的尘肺患者或有结核接触史以及原有陈旧结核的接尘工人可服异烟肼作为药物预防。

参考书目

钟明、鲍含诚等主编，《尘肺合并症》，中国医药科技出版社，1993。

（杨祖六）

chenfei sanji yufang

尘肺三级预防 （three grades prevention of pneumoconiosis） 运用预防医学中三级预防的理论，按照尘肺病自然发生发展的规律，分3个不同阶段、3道防线来阻止、减退和延缓尘肺病进展的预防措施。是贯彻预防为主，防治结合的一个完整体系，不能分割或顾此失彼，三级的划分是人为的，是从疾病发病全过程中的3个不同阶段来全面实现预防，以期切断尘肺病自然发展的规律。

从人类生态学观点分析，任何疾病的发生和发展都与病因、宿主（人）和环境3个要素相关联，由于病因和人均受环境影响，而环境又使病因与人彼此间发生关系，因此改变环境可以在各个方面实现预防。预防医学将预防工作分为一级、二级和三级：一级预防（primary prevention）旨在改善环境，以防止疾病或事故的发生；二级预防（secondary prevention）力求在能够治疗的阶段早期发现疾病；三级预防（tertiary prevention）主要是防止已有疾病的恶化，并积极治疗病人，预防并发症，最大限度地恢复生活能力和劳动能力。国外学者认为三级预防是预防任何疾病和灾害的普遍规律。

一级预防 主要是切断粉尘对人体的危害，积极做好防、降尘工作，研究有效的防尘技术及设备（见煤矿防尘，煤矿降尘，煤矿除尘），治理生产环境，使工人长期从事劳动的生产环境符合粉尘卫生标准。这是预防尘肺病的关键，是尘肺三级预防的重点。国外特别强调从生产设备、生产环境上实现一级预防；因为治理粉尘环境比治疗尘肺病人要积极得多、重要得多，而且

也经济得多，仅仅治疗个体，对保护人群无明显作用，而治愈的个体回到不良环境中去，可以再次发病。只有改善作业环境，消灭致病因素才能打破不良循环，保护人群，达到预防目的。由于煤矿井下地质结构复杂，防尘工作难度大，要有效地控制粉尘，做好尘肺一级预防工作，必须强调综合防尘，要求工程技术人员、职业卫生人员与行政管理人员相互配合，明确分工（见表1）。

表1 尘肺一级预防工作中各部门分工

部 门	防降尘工作分工
工程技术	1. 研制、安装、维修防降除尘设备； 2. 改进生产工具、工艺，减少粉尘的产生量； 3. 研制个人防护用品（防尘口罩、防尘头盔等）； 4. 变更材料（用非含硅材料代替）
职业卫生	1. 制订粉尘卫生标准； 2. 进行防降尘工作卫生学评价； 3. 进行经常性卫生监督（粉尘监测）； 4. 进行预防性卫生监督； 5. 进行就业前职业的医学选择； 6. 开展卫生宣教
行政管理	1. 建立防尘委员会； 2. 制订防尘制度； 3. 制订防降尘法规、条例和管理办法； 4. 制订防降除尘设备的管理办法； 5. 发放个人防护品； 6. 落实防降除尘措施和资金

二级预防 尽管一级预防非常重要，但由于受厂矿企业技术条件和经济基础以及习惯势力和个人偏见的限制，尘肺一级预防很难全部做到，因此在实际工作中尘肺的第二、第三级预防仍然是重要的补救措施。尘肺二级预防主要是早期发现病人，以便及早脱离粉尘作业，防止病情进展。对接尘工人要采取健康监护，建立接尘工人健康档案，定期开展尘肺普查（摄胸大片），认真做好尘肺读片会诊工作。普查中发现可疑尘肺病例须定期复查随访，发现尘肺合并肺结核、肺癌和其它合并症者须及时通知患者接受治疗。对已确诊的各期尘肺患者必须一律调离粉尘作业，并根据临床症状与呼吸功能测定情况及早作出劳动能力鉴定，作好妥善安置。

衡量尘肺二级预防中早期发现工作好坏的常用指标有受检率（每次尘肺普查的受检人数与应检人数之比）和病期构成（普查统计中各期尘肺病人所占比例）2个，其可反映防尘工作的好坏和尘肺早期发现工作的好坏。

三级预防 主要是发病后的预防，即积极治疗，控制病情进展，重点是合并症的治疗，以减轻尘肺患者病痛，最大限度地恢复患者生活能力，延长患者寿命。尘肺的第三级预防应重视以下几个方面的工作：

(1)尘肺病人出现合并症时，应尽量及早收容住院治疗；

(2) 尘肺合并呼吸道感染的临床特点为顽固、难治、疗效差、易于复发。积极有效地控制感染可预防肺心病、呼吸衰竭的发生；

(3)组织Ⅱ期尘肺病人越冬疗养，尤其在晚秋至初春季节要加强防冬保暖措施，以预防因呼吸道继发感染而加重尘肺病进展；

(4)加强矿区防痨，重点是及早发现肺结核病人并积极抗痨治疗，控制传染源；

(5) 早期发现尘肺继发肺源性心脏病并及时接受住院治疗，以推迟肺心病失代偿期的发生，防止尘肺引起心肺功能衰竭；

(6)注意营养卫生和必要的康复活动，加强综合治疗，增强和调整全身免疫功能。

参考书目

ILO Encyclop aedia of occupational Health and safety. 3rd. ed. Geneva, 1983。

（杨祖六）

chenyuanxing zhiqiguanyan

尘源性支气管炎 (bronchitis of dusty etiology) 长期吸入粉尘引起的气管、支气管弥漫性、慢性非化脓性炎性病变。是危害煤矿工人健康的最严重的职业性多发病。其病变特征是呼吸道分泌亢进、阻塞，表现为气短、咳嗽，后期合并肺心病。按照病程可将尘源性支气管炎分为急性和慢性2类。尘源性支气管炎临床表现主要为慢性型。煤矿中能引起尘源性支气管炎的生产性粉尘有煤、矸石、岩石、水泥等形成的粉尘。不同种类的粉尘所引起的尘源性支气管炎的发病情况是不同的，通常无烟煤所形成的粉尘要较烟煤所形成的粉尘的致病率要高、游离二氧化硅含量高的岩尘的致病率要较游离二氧化硅含量低的岩尘要高。中国职业流行病学调查证明：在不同的煤矿，未患尘肺的矿工中慢性尘源性支气管炎的患病率为17.6%～35%；尘肺病人中合并慢性尘源性支气管炎者达55.3%；煤矿工人中慢性尘源性支气管炎的患病率比煤矿尘肺患病率高2～5倍。

对尘源性支气管炎的研究，原苏联有大量的文献报道，研究得很深入，1970年苏联已将慢性尘源性支气管炎列为法定职业病；美国及英国也曾有许多文献报道。中国在这方面的研究和防治工作的文献报道甚少。到目前为止，世界各国的研究结果认为：由各种成分构成的生产性粉尘(工业性气溶胶)引起的慢性尘源性支气管炎是一个独立的、具有病理形态特征的疾病。

发病机制 粉尘进入人体后，首先破坏原发性支气管分泌和清除功能，从而引发气管、支气管树的慢性非化脓性炎症过程，进一步发展可导致粘膜及各层组织结构的硬化、萎缩，从而使支气管树结构及运动功能遭受破坏。原苏联学者对煤矿工人尸体解剖研究证明：接触煤尘第1年，支气管表现为卡他性炎症，粘液或浆液渗出，粘膜杯状细胞数量增多；工龄大于5年时，除表现炎症外，粘膜下层有明显淋巴细胞及单核细胞浸润，在支气管壁不同层位有新生血管网形成，支气管腺体明显增生和分泌亢进；工龄大于10年时，支气管炎症常表现组织萎缩、坏死、纤维化、软骨营养不良、瘢痕改变和钙化等结构变化，支气管上皮破坏、再生和化生；工龄大于15年时，上皮坏死不易恢复，内膜形成致密的透明蛋白膜。各个病程中，病理改变主要是破坏性、增殖性、萎缩性的炎症表现，常缺乏多核白细胞的浸润。

临床与诊断 中国尘源性支气管炎的临床诊断标准为：以咳嗽、咯痰为主要症状或伴有喘息，每年发病持续3个月，并连续2年或以上。煤矿工人中慢性尘源性支气管炎最常见的是肺气肿型，占52.4%，其表现以气短为主，咳嗽较少或轻；哮喘型占35.5%，其表现为支气管痉挛，呼吸困难，咳嗽无痰或少痰；炎症型占16.4%，其表现为咳嗽带粘液脓性痰。这三种类型须依靠症状、体征、X线胸片、实验室检验、肺功能、血液气体分析、内窥镜检查综合确定诊断，但常有混合型，特别是晚期，鉴别较困难。

慢性尘源性支气管炎早期，肺通气功能检查可正常，但直径小于2mm的小气道有部分阻塞、陷闭，使闭合气量增加；病变继续发展可表现第1秒用力呼气容量、最大通气量和最大呼气中段流速均轻度降低，肺活量正常或轻度降低；中晚期肺通气功能中、重级受损，由于肺气肿的发展，出现残气增加和气速指数降低。

治疗 方法同一般感染性慢性支气管炎。治疗原则是：立即脱离粉尘作业，控制呼吸道感染，改善通气功能，矫治免疫障碍，治疗心肺功能不全。

预防 最根本的措施是：改善作业环境，减少粉尘吸入，工人工作中坚持佩戴防尘口罩；有慢性肺疾病者不从事粉尘作业；严禁吸烟；预防结核及其它感染性肺疾病；定期健康检查，早期发现，早治疗。

慢性尘源性支气管炎防治研究的方向是对临床各型的鉴别，预防和治疗中对发病机理和免疫学方法的研究。

参考书目

国际劳工局编，《劳动保护百科全书》，科学技术文献出版社，1986。

孙忠亮主编，《中国医学百科全书》(肺病学)，上海科学技术出版社，1986。

(杨德昌)

chongshaxing dianqi shebei

充砂型电气设备 (sand filled electrical apparatus) 外壳内充填砂粒材料，使之在规定的使用条件下，壳内产生的电弧、传播的火焰、外壳壁或砂粒材料表面的过热，均不能点燃周围爆炸性混合物的电气设备。为矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为"q"。它利用砂粒材料使点火源和爆炸性混合物相分隔而实现防爆的目的，如图1所示，它主要用于额定电压不超过6kV，使用时活动零件不直接与填充的砂粒材料接触的电容器、熔断器、变压器等。适用于爆炸危险程度较高的场所。常用的砂粒材料为石英砂。

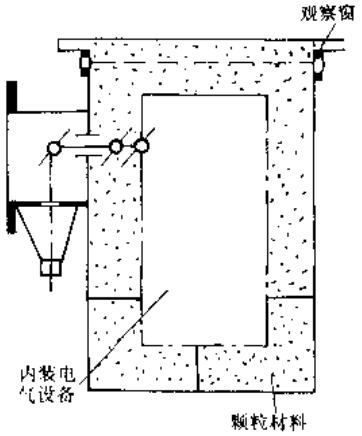


图1 充砂型电气设备防爆原理图

结构要求

(1)外壳用金属材料或阻燃材料制造，机械强度能承受0.5×10^6Pa表压力，保持1min的水压试验不渗水和变形。外壳防外物、防水的能力不低于IP54。外壳采用特殊紧固件。

(2)电缆引入装置的防外物、防水能力不低于IP54，并能承受允许的电弧电流(填料内由于短路引起

的持续电弧电流的平均有效值)产生的应力而不损坏。

(3)裸露带电零件之间、裸露带电零件与内部接地导电部位之间以及绝缘组件与壳壁之间的最小电气距离符合表1中A栏的要求。裸露带电零件与外壳壁之间的最小电气距离符合表1中B栏的要求。对额定电压不超过500V的电气设备,如果制成防外物、防水能力不低于IP65的不可拆卸的封闭结构,裸露带电零件之间的距离可不小于4mm,裸露带电零件与外壳之间的距离可不小于5mm。

表1

额定电压U/V	最小电气距离/mm	
	A	B
$U<300$	10	15
$300\leqslant U<700$	15	20
$700\leqslant U<1500$	20	30
$1500\leqslant U<3500$	30	40
$3500\leqslant U<6000$	40	50

(4)最小安全高度(充填材料经振动密实后,能阻止按电气设备规定的电流持续时间的电弧点燃外部爆炸性混合物的自由表面至最近带电部件之间的最短垂直距离。其数值根据结构形式而定,可按规定的试验方法确定)大于规定值。

(5)只有一种使用位置的电气设备,格网(为缩小最小安全高度而置于填料中的金属网)放于设备芯子的上部,芯子上部填料覆盖的厚度不小于最小安全高度,其他方向对外壳壁的距离符合表1中最小电气距离的要求;任意使用位置的电气设备,格网须完全包围设备的芯子,其周围填料覆盖的厚度均不小于最小安全高度。

参考书目

GB3836.7-87,《爆炸性环境用防爆电气设备— 充砂型电气设备"q"》,中国标准出版社出版,1988。

(冯继武)

chongyouxing dianqi shebei

充油型电气设备 (oil immersed electrical apparatus) 全部或部分部件浸在油内,使设备不能点燃油面以上的或外壳以外的爆炸性混合物的电气设备。矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为"o"。用于倾斜度不大、无振动颠簸场所和腐蚀性严重的场所。煤矿井下使用较少。设备内所充的油多为符合GB2536—81《变压器油》要求的矿物油或合成的不燃性液体。对额定电压不高于1kV的电气设备,油介电强度不低于10kV;对额定电压高于1kV的电气设备,油介电强度不低于25kV。油的保护层高度仅与电气设备的电气参数有关,其值由防爆试验确定。

结构要求 ①外壳防外物及防水能力不低于IP43;上部设排气孔和排油孔,但对额定容量不大于1kVA、额定电压不大于380V、断路容量不超过25kVA的小型开关可不设排气孔和排油孔;排油孔螺栓塞至少旋入5扣,并能保证密封;排气孔的防外物及防水能力不低于IP41;外壳的密封零件采用耐油材料制造;连接件均有防松措施。②设备上设有油位指示器,指示器应有便于观察的标记并应考虑温度的影响;设置位置应不易受外力冲击,且能保证电气设备在万一被损坏时安全运行的最低油位;注油时必须倾斜的外壳,其内表面应设有倾斜状态下规定的油位标记。③油的允许温度不超过+100℃,并设置有超温保护装置。④正常运行时,产生火花、电弧或危险温度的零部件浸入油中的深度根据额定通断电流的通断能力试验确定,但至少为25mm;正常运行时不产生火花、电弧或危险温度的带电部件,如果不浸入油中,其电气间隙和爬电距离应符合增安型防爆电气设备的有关规定。⑤额定电压超过1kV的电气设备,所有贯穿油面的导线应加以绝缘,导体绝缘须延伸到最高油位以上和最低油位以下不小于10mm,其结构和布置能防止在油面上发生任何放电或通过毛细作用造成油的流失;每极分腔布置者除外。⑥所用绝缘件均耐油。⑦控制类电器的允许通断能力不超过点燃试验确定的最大安全通断能力的75%。

点燃试验 正常工作状态下,能产生火花或电弧的设备要进行点燃试验。点燃试验是在额定工作状态下的油温、规定的最低油位、1.1倍额定电压、相应产品技术条件中规定的功率因数的条件下进行。试验步骤是先在设备的油面上部空间充以24%±1%氢与空气混合物,接着进行电气设备额定通断电流的通断能力试验;试验10次均不点燃油面上部空间的爆炸性气体混合物时为合格。每次试验后,更换爆炸性气体混合物。

参考书目

GB3836.6-87《爆炸性环境用防爆电气设备— 充油型电气设备"o"》,中国标准出版社出版,1988。

(冯继武)

choufang wasi bengzhan

抽放瓦斯泵站 (gas drainage pump station) 为实施抽瓦斯安设抽放机械与安全监测装置的专用场所。有固定式泵站和移动式泵站之分。固定式泵站

设在地面，适用于全矿瓦斯抽放。移动式泵站全套装置安装在一个平板车上，灵活性强、便于移动，适用于局部瓦斯抽放；低瓦斯矿在高瓦斯地区进行瓦斯抽放时，多采用移动式泵站。中国《煤矿安全规程》对抽放瓦斯泵站的设置做出了具体要求。

移动式泵站 设在井下实施局部地区瓦斯抽放的移动式装置。泵站内安装有水环式真空泵、防爆电机、防爆开关、气水分离器、瓦斯报警断电仪和瓦斯多参数测定仪等设备，全套装置安设在平板车上。移动式泵站抽出的瓦斯直接排入采区或矿井回风道，利用风流冲淡后排出地面。

固定式泵站 实施全矿瓦斯抽放时采用，一般设在回风井工业广场内。其位置选择、泵站的建筑和平面布置直接影响瓦斯抽放工作的安全性和经济效益。

位置选择 距井口和主要建筑物以及居民住宅应不小于50m；同时还应考虑到瓦斯利用、管路敷设及运输、供水、供电的方便。

瓦斯泵站的建筑及其设施要求 瓦斯泵站用不燃性材料建筑；周围用栅栏或围墙保护，且周围20m内无明火；泵站内的电气设备、照明灯具和其他电气仪表应为防爆型的，否则必须采取安全措施，泵站内要有专用的供电系统，并采用两回路电源；有可靠的供水系统；瓦斯泵及其附属设备至少应有一套备用；泵站内通风、照明良好，寒冷地区冬季要供热取暖；泵站中检测仪表完备，有直通调度室的电话；机械室、电气室和司机室均要有单独的房间；泵站要设避雷装置；抽放系统要设有防回火、防爆炸和防回气的安全防护装置及监控系统。泵站建筑面积由设备数量及其规格尺寸确定，并适当留有余地。

泵站平面布置 泵站的布置方式有多种，应经技术经济比较分析后确定，常见的布置方式如图1所示。泵站的附属装置有：①控制阀门，分别装在泵的出入口和其出入口与放空管之间，用于调节压力和流量；②循环管，有单台瓦斯泵并联连接和2台瓦斯泵并联连接方式，用于调节抽放瓦斯流量和压力；③瓦斯泵的压力和流量测定装置以及放水器与防回火、防爆炸、防回气装置等。

瓦斯泵 是抽放瓦斯泵站内主要设备。瓦斯泵的型式和规格，对抽放瓦斯效果、抽放瓦斯安全性、抽放成本及瓦斯资源的利用有着直接影响。瓦斯泵除应满足抽放流量和压力的要求外，还必须具备：①必须保证24h连续运转。要有同等能力的瓦斯泵及其附属设备作备用。在工作瓦斯泵停转后，备用瓦斯泵能立即运转；②瓦斯泵本身必须有高度的气密性和安全性；③瓦斯泵的电动机及其附属电器设备和照明灯都应是矿用防爆型的。

瓦斯泵有多种类型，各具有不同的特性、适用条件及运转方式。

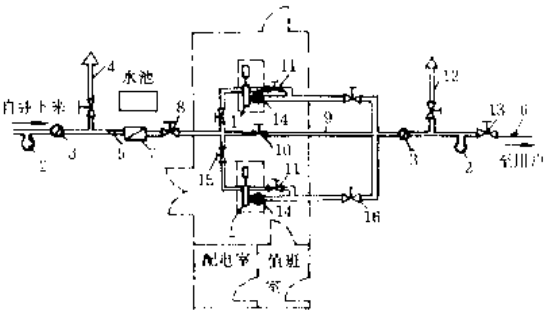


图1 瓦斯泵站平面布置示意图

1—瓦斯泵；2—放水器；3 防爆防回火装置；4—入口放空管；5 入口负压和瓦斯浓度测定孔；6—出口正压和瓦斯浓度测定孔；7—流量计；8 入口总阀门；9—大循环管（回转式鼓风机用）；10—大循环管阀门；11—小循环管和阀门（回转式鼓风机用）；12 出口放空管；13—出口总阀门；14 气水分离器（水环式真空泵用）；15—瓦斯泵入口阀门；16 瓦斯泵出口阀门

类型 有水环式真空泵、离心式鼓风机、回转式鼓风机（包括罗茨鼓风机、叶氏鼓风机、滑板式压气机）3类。中国煤矿中常用水环式真空泵、罗茨鼓风机和离心式鼓风机。

水环式真空泵的适用条件是：①瓦斯抽出量较小、管道系统阻力大，需高负压抽放的矿井；②在井下个别区域单独抽放或在试验区进行试验用。离心式鼓风机的适用条件是：①瓦斯抽出量大（30～1200m³/min）、负压要求不高（<50kPa）的抽放瓦斯矿井；②既抽井下瓦斯，又同时将抽出的瓦斯送至用户。回转式鼓风机的适用条件是：①较大瓦斯抽出量（1～600m³/min）、负压较高（可达20～90kPa）的矿井；②可兼作正压送气和负压抽气用，但较适合于正压送气；③用户要求流量稳定的工艺过程。中国目前采用的SK系列水环式真空泵的极限负压为94.6kPa、最大抽放量为120m³/min，防爆电机功率为185kW。

选型 根据抽放系统达到最大抽放量时所需的压力和流量来选择。

瓦斯泵压力 瓦斯泵所需压力按下式计算：

$$H_B=(H_f+H_s)\,k_y$$

式中 H_B 为瓦斯泵所需压力，kPa；H_f 为抽放段瓦斯管道总阻力，kPa；H_s 为压送段管道总阻力，kPa；k_y 为

备用系数，取 1.2。

瓦斯泵流量　瓦斯泵流量按下式计算：

$$Q_B=\frac{Qk_1}{C\eta}$$

式中 Q_B 为瓦斯泵的流量，m^3/min；Q 为抽放系统抽出纯瓦斯量，m^3/min；k_1 为备用系数，取 1.2；η 为瓦斯泵的机械效率，取 0.8；C 为瓦斯泵入口的瓦斯浓度，%。

运转方式　有单台运转、双台并联运转和双台串联运转 3 种方式。双台并联运转适合于瓦斯抽放量大、双台串联运转适合于管道系统阻力大的情况下。单台运转操作简单、管理方便，应尽量采用。

参考书目

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（吴继周　辛广龙　方裕璋）

chouwasi guandao xitong

抽瓦斯管道系统　(gas drainage system)

由管道、检测装置、放水器、安全防护装置及控制阀门等组成的专用抽瓦斯系统。管道直径根据管中瓦斯流量和流速确定，管材应满足耐压、耐腐蚀、成本低的要求。管道的敷设应结合巷道布置情况并考虑管道本身不易被损坏和一旦出现故障管内瓦斯不至于影响人员安全等因素。管道内应安设安全防护装置和参数检测装置。中国《煤矿安全规程》对抽瓦斯管道敷设作了规定。

管道直径　瓦斯管道直径按下式计算：

$$D=0.145\left(\frac{Q}{v}\right)^{0.5}$$

式中 D 为瓦斯管道内径，m；Q 为瓦斯管内流量，m^3/min；v 为瓦斯管内流速，一般取 $v=5\sim15m/s$。

管路材质　通常采用无缝钢管或焊接钢管，抗静电和阻燃的塑料管，亦可用 3~6mm 厚的钢板卷制的经 0.2~0.5MPa 的水压试验合格的管道。抗静电和阻燃的塑料管，由于轻便、耐腐蚀、费用低，使用量逐渐增多。

管路连接　多采用法兰盘连接，挠性管接头因连接快、密封性好，并允许管道少量弯曲，应用有增多的趋势。

管道敷设　管道系统应根据矿井巷道布置情况选择最短的路线，敷设时应考虑到管道不易被撞坏漏气和一旦发生故障时，管内瓦斯不至于进入采掘工作面和硐室，并应考虑运输、安装、检修的方便。一般敷设在回风巷道中。安设在倾斜巷道中的管道，需用卡子固定在支架上，以免下滑。管道要敷设平直，坡度力求一致，低洼处安设放水器。瓦斯管路在安装前，应进行防腐处理、新设的管道要进行气密性检查。

检测装置　有单参数测定仪表和多参数综合测定仪表。检测的参数有瓦斯流量、管道内外压力和压差、瓦斯浓度、瓦斯温度等（见瓦斯抽放检测系统）。

瓦斯流量测定装置　有容积式流量计(煤气表)及以能量方程(见矿井风流能量)为理论基础的孔板流量计、文丘利管、转子流量计等。转子流量计和容积式流量计适用于小的瓦斯流量测定，节流装置用于大流量的测定。孔板流量计加工制造简单，文丘利管加工安装复杂、阻力损失小。国内外多用孔板流量计测定瓦斯流量。

转子流量计　利用流体流动节流原理、据转子平衡位置高度确定被测介质流量的一种流量测量仪表。

如图 1 所示，转子流量计主要由一段向上扩大的圆锥形管子和在管子内随被测介质流量大小而作上下浮动的转子（又称浮子）所组成。当被测介质经过转子和锥形管之间的环形缝隙时，在节流产生的全压力差（p_1-p_2）的作用下，转子上移，直到全压力差作用在转子上的向上力与转子的重力相平衡为止，并且流量愈大，转子的平衡位置愈高。所以，转子所处的平衡位置的高低，即环形缝隙流通截面积的大小可作为流量测量的尺度，故转子流量计称为面积式流量计；同时，由于转子的重力是不变的，因此转子处于任一平衡位置时，其两端压差也为恒定值，故转子流量计又称为恒压差式流量计。

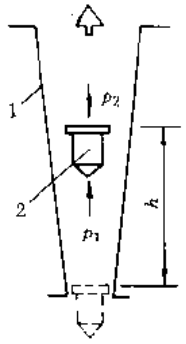


图 1　转子流量计工作原理示意图
1—锥形管；2—转子

孔板流量计和文丘利管　基于流体流动的节流原理，根据流体流经节流装置时产生的压力差进行流量测量的仪表。由能将被测流体的流量转换成压（力）差

信号的孔板、文丘利管等节流装置以及用来测量压差的差压计组成。标准孔板流量计的构造，如图 2 所示。如管道尺寸已定，可按流量的大小制作孔板的孔径，只要孔径与管径之比小于 1/2 即可。

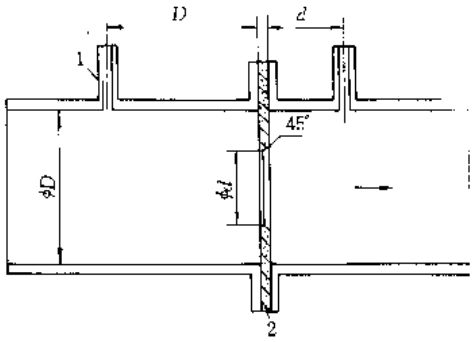
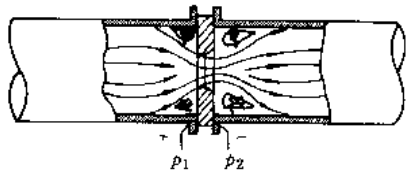


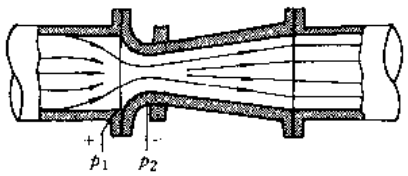
图 2 标准孔板流量计

1—测压管；2—孔板

连续流动着的流体遇到节流装置时，由于节流装置的截面积比管道的截面积小，在压差（能量）作用下流体的流速增大，挤过节流孔，形成流束收缩；在挤过节流孔之后，流速又由于流通面积的变大和流束的扩大而降低，这样，在节流装置前后的管壁处的流体静压力产生差异，形成静压力差 Δp，$\Delta p=p_1-p_2$，并且 $p_1>p_2$，此即节流现象。节流装置的作用在于造成流束的局部收缩，从而产生压差；流过的流量越大，压差越大。流体流经节流装置时的节流现象如图 3 所示。



(a) 孔板流量计



(b) 文丘利管

图 3 流体流过节流装置时的节流现象

使用孔板流量计测量瓦斯流量时，瓦斯流量可按下式计算：

$$Q_H=\frac{1}{\sqrt{9.81}}kb\sqrt{\Delta h}\delta_t\delta_p$$

$$b=\sqrt{\frac{1}{1-0.00446c}}$$

$$\delta_t=\sqrt{\frac{293}{273-t}}$$

$$\delta_p=\sqrt{\frac{p_T}{101.3}}$$

$$p_T=p_0+p_G$$

$$Q_c=\frac{Q_H c}{100}$$

式中 Q_H 为混合瓦斯量，m^3/min；k 为孔板特性系数（计算或校正得），$m^{2.5}/min$；Δh 为孔板前后两端压力差，Pa；b 为瓦斯浓度校正系数；c 为混合瓦斯中甲烷浓度，%；δ_t 为温度校正系数；t 为管道内混合瓦斯气体温度，℃；δ_p 为压力校正系数；p_T 为孔板前端管道内的绝对压力，kPa；p_0 为测定地点的大气压力，kPa；p_G 为观测点管道内压力（正压时取“+”，负压时取“−”），kPa；Q_c 为纯瓦斯流量，m^3/min。

压力测定装置 压力测定包括管内外压力差、管内绝对静压力和大气压力测定。压力差通常采用压差计测定，压力多用水银气压计或空盒气压计测定（见气压计）。

瓦斯浓度测定装置 有光干涉式、热导式和热效式瓦斯检定器（见甲烷测定器）。

瓦斯温度测定装置 有玻璃棒状温度计和其他测温仪。

放水器 为避免瓦斯管道内积水，在主干管、分区管和支管的低洼处安设的排放瓦斯管道中积水的装置。有人工放水器和自动放水器 2 类。

人工放水器 为钢管焊制的容器，上面有入水口与抽放管道相通，下面有放水口，另有进空气口（图 4）。结构简单、工作可靠，但需设专人定期放水。

自动放水器 常用的有 U 形管式和浮漂式 2 种。U 形管式用在抽放负压较小的场合，尤以钻场附近用

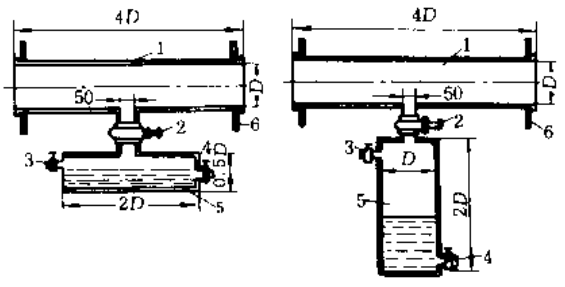
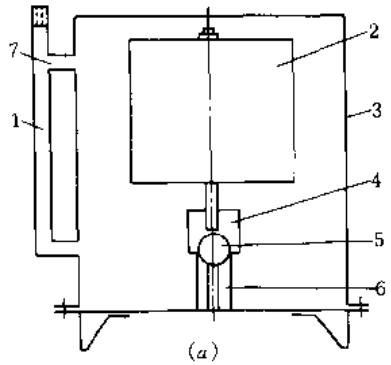


图 4 人工放水器

1—瓦斯管；2 放水罐阀门；3—空气入口阀门；4 放水口阀门；5—集水罐；6 活法兰盘

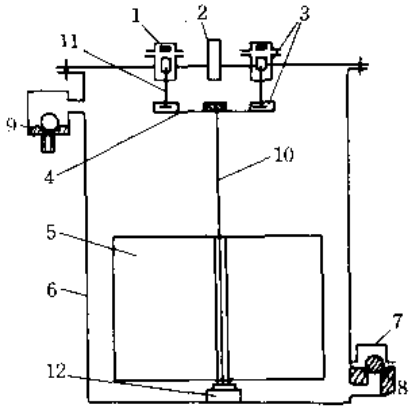
的居多；浮漂式分为正压自动放水器和负压自动放水器2种，正压放水器适用压力42.7～80kPa、放水量60～80L/min，负压放水器适用压力－33.8～－86.6kPa、放水量20～23L/min。（图5）



(a)

正压自动放水器

1—进水管；2—浮漂；3—外壳；4—导向套；5—密封球；6—阀座；7—平衡管



(b)

负压自动放水器

1—通大气阀；2—负压平衡管；3—磁铁；4—托盘；5—浮漂；6—外壳；7—保护罩；8—放水阀；9—进水阀；10—中心导向杆；11—侧向导向杆；12—导向座

图5 浮漂式自动放水器结构示意图

安全防护装置 为防止抽放系统地面部分发生燃烧或爆炸事故时火焰沿管道向井下传播引起井下瓦斯事故而设置的装置，有防回火和防爆炸装置。分湿式和干式2大类，中国煤矿多用湿式的。其一般安装在瓦斯泵的出口和入口附近的管道上。当瓦斯泵是干式的时，瓦斯泵的吸气侧必须装设这种装置；当瓦斯泵是湿式的时，瓦斯泵的吸气侧可以不装设，但在利用瓦斯时，必须装设。中国《煤矿安全规程》对安全防护装置的装设做出了规定。

水封式防爆、防回火装置 用钢板制成的圆形或方形容器。内装一定高度的水，有进瓦斯管和出瓦斯管，进瓦斯管管头插入水面以下约50mm，容器的盖子为胶皮板防爆盖（图6和图7）。串接在抽放泵附近的吸气侧管路上。当管道内发生瓦斯燃烧或爆炸时，由于火焰被水封隔绝，同时爆炸波将防爆盖胶皮板冲破，爆炸能量得到释放，故可防止瓦斯爆炸火焰向井下传播。

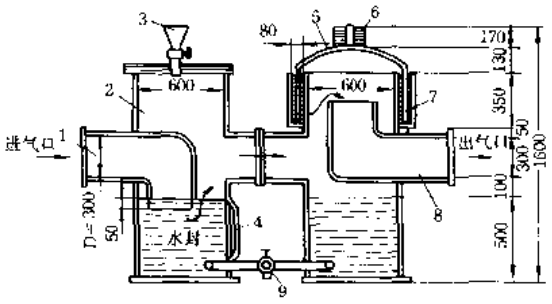


图6 水封式防爆、防回火装置（1）

1—入口瓦斯管；2—水罐；3—注水管口；4—水位计；5—防爆盖；6—防爆盖加重配块；7—水封环形槽；8—排出瓦斯管；9—水封器放水管

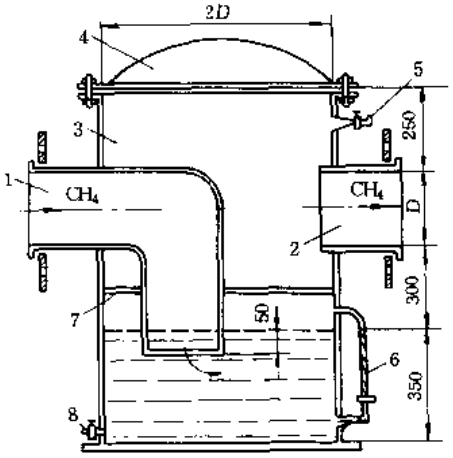


图7 水封式防爆、防回火装置（2）

1—入口瓦斯管；2—出口瓦斯管；3—水封罐；4—防爆盖（胶皮板）；5—注水管口；6—水位计；7—支承柱；8—放水管

铜网式防爆、防回火装置 利用铜网散热作用隔绝火焰传播的铜网式防爆、防回火装置（图8和图9）适用于瓦斯泵输出管系统，一般安装在距用户或瓦斯泵较近的地点。由4～6层铜网组成。为减少阻力，铜网直径为瓦斯管路直径的1.5～2倍。

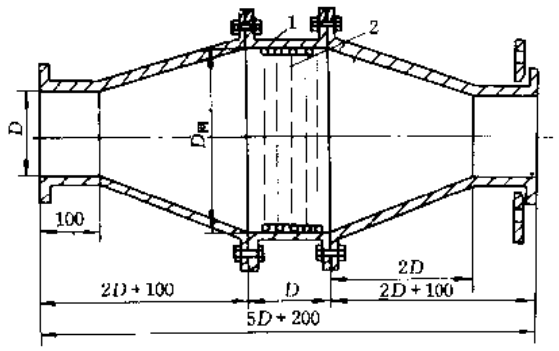


图 8 铜网式防爆、防回火装置
1—挡圈；2- 铜丝网

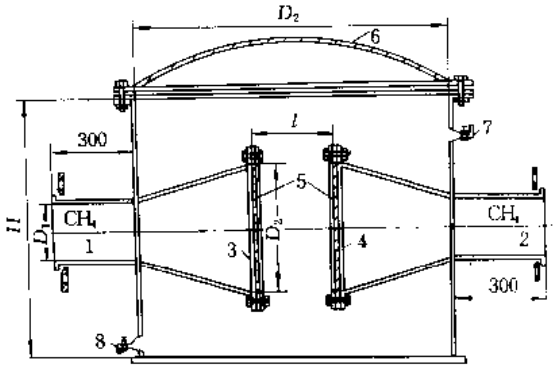
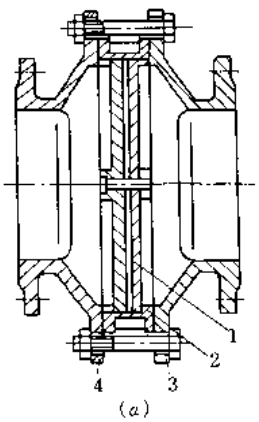
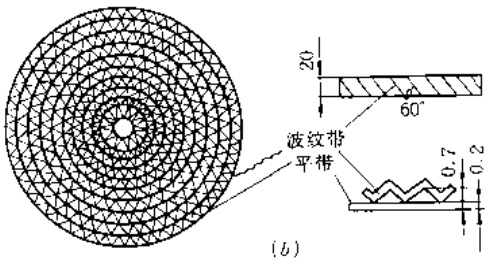


图 9 铜网式防爆、防回火装置
1—入口瓦斯管；2—出口瓦斯管；3-入口瓦斯管铜网；4-出口瓦斯管铜网；5—铜丝网；6—防爆炸胶皮板（厚 2mm）；7—测压孔；8—放水管



(a)



(b)

图 10 ZH250—1 型干式防爆阻火器
a—防爆阻火器结构；b—防爆阻火器芯
1—阻火器芯；2—阻火盘框架；3—壳体；4—“O”形密封圈

ZH250—1 型防爆阻火器 由中国煤炭科学研究总院抚顺分院研制。主要由阻火盘、阻火器芯及壳体组成（图 10）。阻火器芯为一条光滑平带和一条波纹的不锈钢带重叠缠绕而成，中间形成很多间隙为 0.7mm 的三角形间隙，该间隙小于瓦斯最大不传爆间隙（1.14mm）和瓦斯最大熄火直径（2.5mm），可有效地防止瓦斯爆炸传播和阻止火焰蔓延。

参考书目

煤矿总工程师工作指南编委会编，《煤矿总工程师工作指南》（中册），煤炭工业出版社，1990。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（吴继周）

chouwasi zuankong

抽瓦斯钻孔 (gas drainage hole) 在井下和地面向煤层或采空区打的用于抽放瓦斯的柱状圆孔。井下钻孔最为常用。开采层、邻近层、采空区和围岩瓦斯抽放多采用钻孔进行。其布置方式及参数取决于煤层埋藏条件和选用的抽放方法。根据打钻的需要，有时在打钻地点需开凿钻场。采用钻机进行钻孔施工，施工时采取有安全措施。打钻施工完成后要对钻孔进行密封，然后才能接入抽放瓦斯管道进行抽放工作。

钻孔布置方式 布置的原则是：①尽可能利用已有的开采和准备巷道打钻孔；②应满足钻孔的合理服务时间；③便于提高钻孔的封闭质量；④抽放效果好，经济上合理。布置方式有沿层钻孔和穿层钻孔 2 类（图 1 和图 2）。沿层钻孔可布置成沿煤层倾向的形式、或与倾向斜交的形式，也可沿煤层走向布置（图 1），沿倾向或与倾向斜交的形式为多。在同一施工地点可布置一个钻孔，也可布置 2～4 个钻孔。

钻孔参数 包括钻孔直径、钻孔长度、钻孔间距

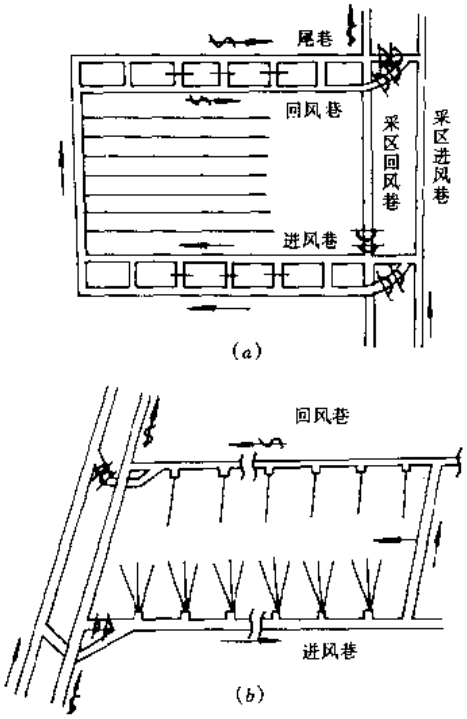


图 1 沿层钻孔布置

a—顺走向布置；b—顺倾向或斜交倾向布置

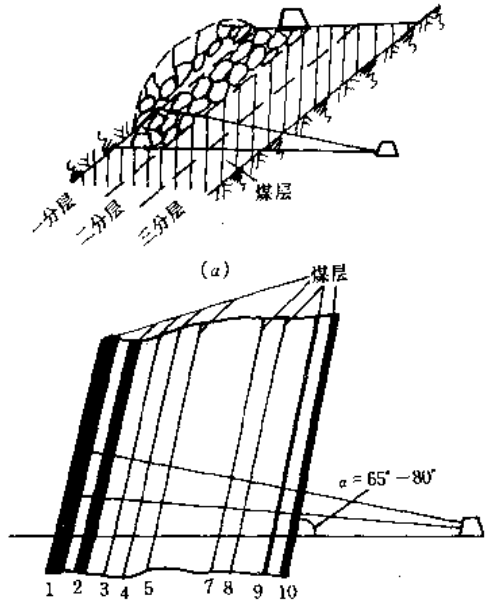


图 2 穿层钻孔布置

a—厚煤层穿层钻孔；b—煤层群穿层钻孔

和钻孔数量、抽放负压等。

钻孔直径 孔径大，暴露煤壁面积也大，抽放的瓦斯量就多。根据打钻的技术、抽放瓦斯量和抽放半径等因素综合考虑孔径大小，一般为 75～100mm。少数条件下，最大增至 300mm。

钻孔长度 开采层抽放时，抽放的瓦斯量随钻孔长度的增加而增加，条件许可时尽量打长孔。顺煤层倾向的沿层钻孔长度一般为工作面长度的 70%～90%，打长孔有困难时，可分别从工作面回风巷、进风巷布置钻孔。顺煤层走向的沿层钻孔长度取决于工作面走向长度；邻近层瓦斯抽放时，钻孔长度取决于煤层赋存条件和开拓开采布局，其终孔位置应打到邻近层；采空区抽放瓦斯时，钻孔孔底处应在冒落拱上方。

钻孔间距和钻孔数量 采用顺倾向钻孔抽放开采层瓦斯时，孔距和钻孔数量按下式计算：

$$n=\frac{k\cdot Q_y}{Q_t}$$

$$R=\frac{L}{n-1}$$

式中 n 为钻孔数量，个；k 为备用系数，取 1.2；Q_y 为工作面需要抽放的瓦斯量，m^3；Q_t 为 1 个钻孔在有效抽放时间内，累计抽出的瓦斯量，m^3；R 为钻孔间距，m；L 为工作面走向长度，m。

中国部分矿井邻近层瓦斯抽放时，孔距等有关参数见表 1。

抽放负压 抽放负压对未卸压的开采煤层抽放瓦斯效果的影响，国内外当前尚无统一的认识。中国煤炭科学研究总院抚顺分院在河南省鹤壁六矿的测定表明，抽放负压在 44.66～86.66kPa 的范围内，对钻孔的抽放量影响不大。未卸压开采层抽放时，一般选用 13.33～26.66kPa。邻近层抽放时，中国一般采用 6.7～13.3kPa，国外多为 13.3～26.6kPa。采空区瓦斯抽放时，抽放负压与采空区内瓦斯量相适应，既要保证足够的抽放瓦斯量和瓦斯浓度，又要避免采空区内遗煤自燃。

钻场布置 钻场尺寸应能满足钻机安装与打钻操作的要求，其与钻机规格型号有关。中国各煤矿的抽放瓦斯钻场，多为长 5～6m、宽 2～4m、高不低于 2m。钻场间距：抽放开采层瓦斯时为 30～40m，抽放邻近层瓦斯时为 50～60m。钻场内的钻孔布置多为扇形。钻场抽放管路连接系统由单孔插管、钻场集中管、钻场抽瓦斯支管和分区瓦斯管组成。每个钻孔都安设阀门和流量计，集中管与分区瓦斯管安装放水器。

钻孔施工设备 钻孔施工用钻机的配套电动机及电气设备必须防爆。钻机与钻具应根据煤岩硬度、巷道规格、布孔要求、钻孔直径与长度来选择。钻机要体小轻便或便于解体，以利搬迁。中国常用的钻机有 TXU－75、MAZ－100、MYZ－150、MAZ－200 等型号。

表 1　中国部分矿井抽放邻近层瓦斯时钻孔参数

抽出方式	矿井	开采煤层		邻近煤层		层间距/m	煤层倾角/(°)	布孔位置	合适间距/m		钻孔的有效抽放距离/m
		名称	厚度/m	名称	厚度/m				钻场	钻孔	
上邻近层	阳泉四矿	T_3	1.55	T_4层 S_1层 S_2层	0.13 0.82 1.74	9～10 20～25 29～35	10以下	回风及运输水平	50～60	50～60	70～150 80～200以上 150～200以上
	阳泉一矿北头嘴井	14层	2.2	煤线 15层 16层	0.20 0.28 0.69	11.57 15.41 22	3～5	回风水平	30～40	30～40	43～67 43～126
	包头五当沟矿	G_2层	1.4～2.8 1.5	G_1层 G层 和煤线多层	0.38 1.16 累厚 2.6～2.8	30.75 5.25	40～50 平均45	回风水平	50～60	50～60	109～117
	北票台吉二井 中梁山煤矿南井 六枝大用矿	9层 2层 9层	1.2～2.3 0.8 1	8层 1层 8层、7层	2～2.3 3.61 0.4、6.2	14～19 5.6 6、17.4	50～52 68 30	运输水平 运输水平 同风水平		8	
下邻近层	南桐鱼田堡矿	3层	0.4	4层	2.5	7.35	30	运输水平	30～50	15～20	30以上
	天府煤矿南井	K_2 K_7	0.53～1 0.58	K_5 K_6、K_9、K_{10}	3.98 0.26、3.98、0.33	77 11、24.4、36	58～60 58～60	运输水平 运输水平	60 60～80	40～60	100以上 46以上
	鸡西滴道一斜井 中梁山煤矿南井 北票台吉一井	13层 K_2 3C层	0.6 0.8 0.4～0.6	12层 K_3～K_5 4层	0.05 2.4～3.8 3～4	59～14 4～6 13～15 18.5	18～31 65～80 46	运输水平 运输水平 运输水平	30～40 30～40 40	10～15 5～15	40以上 40以上

续表

抽出方式	矿井	钻孔的合适角度/(°)	钻孔孔径/mm		钻孔口负压/(×9.8Pa)	钻孔抽出瓦斯浓度(%)	一个钻孔的抽出量/(m³/min)		瓦斯抽出率(%)	
			开孔	钻进			一般	最大	抽出占采区总瓦斯量(%)	抽出占邻近层涌出瓦斯量(%)
上邻近层	阳泉四矿	近似岩石塌陷角	127	73	200以下	65～80以上	1～2	3～4	44～78	62～93
	阳泉一矿北头嘴井	仰角8～10		73	100～200	20～80	0.4～1.4	2.7	37	53
	包头五当沟矿	仰角10～15	127 89	75 75	500～200	18～59 多数40	1～2	2.5	56～63	69～71
	北票台吉二井 中梁山煤矿南井 六枝大用矿	46～67	108 89	75 75 75	 60以下 200以下	45～50 53～86 50左右	 0.1以下 0.5～1.0	 0.9	40 37 45	 43 55
下邻近层	南桐鱼田堡矿	仰角5～15	90	73	150～250	75～82	0.76	1.66	35～67	40～70
	天府煤矿南井	仰角15		75	150～200	80～90	0.5	1.0	46～68	60～82
	鸡西滴道一斜井 中梁山煤矿南井 北票台吉一井	仰角22～70 仰角60～70	108 130	75 75 75	80～150 10～60 200～400	80～90 40～97 11～36 平均25	0.3以上 0.1～0.6	0.66～1.0 0.83	42 20～28	46～75

在煤与瓦斯突出煤层中打钻孔，一般选用全液压或风动钻机。

钻杆普遍采用 φ42 的无缝钢管制作，抗拉强度 735～833N/mm²，伸长率 10%～12%，长度 1～2m。钻头有三翼锥形、三翼刮刀、肋骨、鱼尾和普通筒状等型式，镶嵌合金片；人造金刚石钻头亦有少量应用。

钻孔施工安全措施 钻孔施工时，要保证钻场通风良好，以防瓦斯积聚。当钻孔瓦斯涌出量大时，应设防止瓦斯喷出装置，实行“边钻边抽”的技术措施（图 3）。钻孔施工中应配备专职瓦斯检查员或设报警断电仪。在突出煤层打钻孔时，操作人员应经专门培训，掌握突出预兆，熟悉避灾路线，并佩带自救器，同时钻机与孔口之间应设保护挡板，以保障喷孔或突出时人员和设备的安全。要防止钻进过程中发生机械伤人事故。

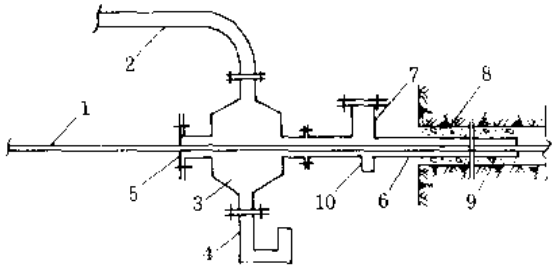


图 3 边钻边抽瓦斯装置示意图

1—钻杆；2—φ100 抽放管；3—水包；4—放水有管；5—胶皮挡板；6—孔口套管；7—正常抽放用管路接头；8—钻孔；9—封孔材料；10 φ25mm 放水管

钻孔密封 要求密封性能好、操作简便、费用低廉的材料和工艺。封孔的方法有封孔器封孔和充填法封孔 2 种。封孔器用于岩层致密和服务时间不长的岩石孔；充填材料封孔用于不坚固的岩层或煤层孔。

封孔器主要由内管、外管和胶皮胀圈构成（图 4）。封孔时，将封孔器插入钻孔，通过专门的机构使内、外管相对运动，挤压前端的胶皮胀圈，使之径向膨胀将钻孔封堵严密。封孔长度一般为 2～5m。

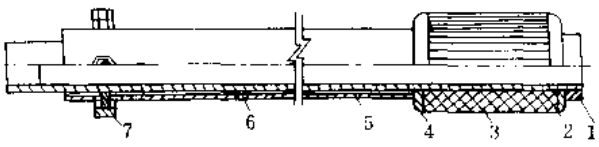


图 4 YQ－1 型封孔器

1 螺头螺母；2—前挡圈；3 胶圈；4 后挡圈；5—外管；6—内管；7—固定螺钉

充填材料有水泥砂浆、膨胀水泥浆和聚氨酯等。封孔长度可达 5～8m，甚至更长。封孔时，先将封孔管插入钻孔，然后用充填材料将封孔管与孔壁间的环形空间充填满，膨胀水泥和聚氨酯有膨胀性，故其封孔质量较好。水泥砂浆为 400# 硅酸盐水泥和 0.5～1.5mm 粒径的砂子与水混合而成，水泥与砂子的质量比为 1∶2.4～2.5，水泥砂浆中的水量与封孔工艺有关：人工送入的封孔法水量可少些，压气吹入法可多些。膨胀水泥用硅酸盐水泥、矾土水泥和石膏配制而成，其配比视硬化时间和膨胀率的要求而定。聚氨酯是高分子合成树脂，封孔用的是发泡型的，硬化快、膨胀倍数高、耐腐蚀、不易燃。封孔工艺有卷缠药液法和压注药液法 2 种。卷缠药液法是将药液混合均匀后倒在麻布（或其他织物）上，边倒药液边向封孔管上卷缠麻布，卷完后迅速插入钻孔；压注药液法是将药液在一个特制的容器中混合均匀，并接入气源将药液吹入钻孔中的封孔管与孔壁的环形空间。

参考书目

王云主编，《抚顺煤田瓦斯及其防治》，煤炭工业出版社，1992。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

抚顺矿务局等编，《煤矿瓦斯抽放手册》，煤炭工业出版社，1980。

（吴继周 任玉琴）

chuanzhi xishu

传质系数 （mass transfer coefficient） 固体壁面与流体间质交换（质迁移）的强度。用于计算巷道壁或水面同风流间的对流质迁移量，是进行矿井风流热状况预测的基础参数。同换热系数有密切的关系。

刘伊斯关系式揭示的传质系数同换热系数间的关系为：

紊流 $\alpha_D=\alpha/(C\cdot\rho)$

层流 $\alpha=\alpha_D\cdot C\cdot\rho\cdot Le^{2/3}$

$Le=a/D$

式中 α_D 为传质系数，m/s；α 为换热系数，kW/(m²·K)；C 为流体定压比热，kJ/(kg·K)；ρ 为流体密度，kg/m³；Le 为刘伊斯数（Lewis number）；a 为流体导温系数，m²/s；D 为流体的分子扩散系数，m²/s。

用于计算风流同巷道壁或水面间的对流质迁移量时，有：

按迁移物质的浓度差计算 $m_w=\alpha_D(\rho_{ww}-\rho_{wf})$

按分压力差计算 $m_w=\frac{\alpha_D}{R_w}\cdot\left(\frac{p_{ww}}{T_w}-\frac{p_{wf}}{T_f}\right)$

式中 m_w 为水蒸发入风流中的对流质迁移量，kg/(m²·s)；ρ_{ww}为潮湿巷道壁或水面的水蒸气浓度，kg/m³；ρ_{wt}为风流中的水蒸气浓度，kg/m³；R_w 为水蒸气的气体常数，461.5J/(kg·K)；p_{ww}为潮湿巷壁或水面的水蒸气分压力，Pa。等于潮湿巷壁或水面温度时的水蒸气饱和压力；p_{wt}为风流中的水蒸气分压力，Pa；T_w 为潮湿巷壁或水面的绝对温度，K；T_t 为风流的绝对温度，K。

参考书目

章熙民，任泽霈等编，《传热学》，中国建筑工业出版社，1985

[苏] A. B. 雷柯夫著，任兴季、张志清译，《建筑热物理理论基础》，科学出版社，1965。

[苏] A. H. 舍尔巴尼等著，黄翰文译，《矿井降温指南》，煤炭工业出版社 1982。

（马逸吟）

chuanlian tongfeng

串联通风 (series ventilation) 井下用风地点的回风再次进入其它用风地点的通风方式。

串联通风时，由于后继采掘工作面的风流已被前面的采、掘工作面污染，风流质量差，且当前面的采、掘工作面发生火灾、瓦斯和煤尘爆炸事故时，后继采、掘工作面必将遭受有害气体的侵袭，安全性差；串联通风系统的通风风阻比并联网络大，通风费用高；串联风路中各用风地点的风量不能相互调节。

煤矿中一般不准采用串联通风方式。中国煤矿中串联通风方式常出现在地质构造极为复杂或残采地区、部分低瓦斯矿井的同一煤层的相连采掘工作面。为了确保矿井安全，中国《煤矿安全规程》对采用串联通风方式的条件作了较严格的限制，且作出了各种具体规定。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

（范明训）

D

daguanzhuang meichen baozhaxing jianding zhuangzhi

大管状煤尘爆炸性鉴定装置 （big tube testing device for coal dust explosion） 鉴别煤尘有无爆炸性的试验装置。是一种只能对煤尘爆炸性进行定性试验的实验室试验装置。用于普查和日常鉴定煤尘的爆炸性。将被能确定煤尘爆炸危险等级的装置所取代。苏联于20世纪50年代已广泛采用；中国于1954年由抚顺煤炭科学研究院研制并推广使用，于1984年被煤炭工业部标准MT78—84“煤尘爆炸性鉴定方法”中被定为标准装置。

装置结构 由造成煤尘云、热源燃烧和通风除尘3部分组成。造成煤尘云部分由打气筒及试样管构成。热源燃烧由加热器组及玻璃管构成。玻璃管内径75～80mm、长1400mm，在距管口400mm处装有通过直径为12～14mm的小孔放入的用铂金丝绕成的螺旋形加热器，用测温毫伏计配合热电偶测定加热器温度。通风除尘部分由除尘箱及吸尘器构成。如图1所示。

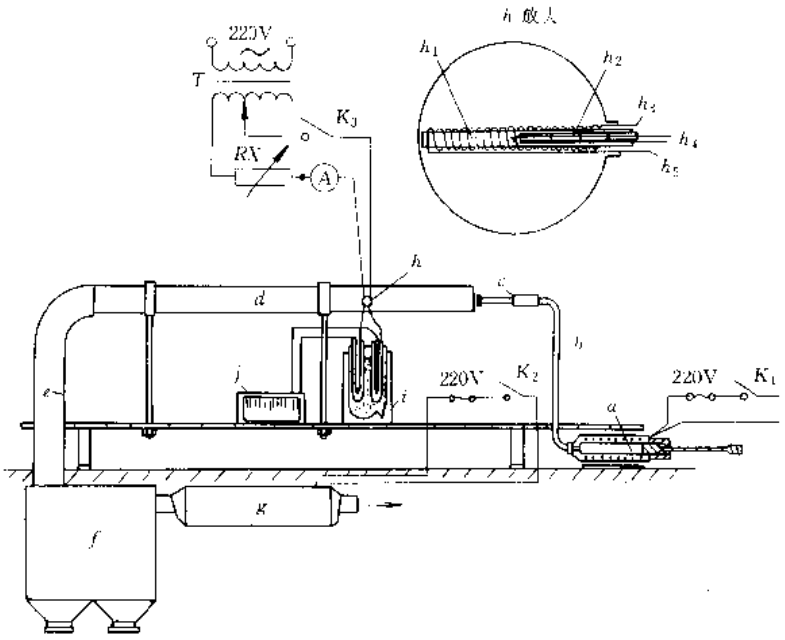


图1 大管状煤尘爆炸性鉴定装置结构图

a—打气筒；*b*—弯管；*c*—试样管；*d*—玻璃管；*e*—弯筒；*f* 除尘箱；*g* 吸尘器；*h* 加热器组；h_1 加热器瓷管；h_2—细瓷管；h_3 铂丝；h_4 热电偶；h_5 导丝；*i*—冷藏瓶；*j*—测温毫伏计；K_1—电钮；K_2、K_3—闸板开关；*A*—电流表；*RX*—变阻器；*T*—调压变压器

鉴定试验 该装置是根据一定的容器内形成的可爆浓度的煤尘云在足够能量的点火器的点燃作用下能否产生火焰来鉴别煤尘有无爆炸性的。

试验时，在试样管内装入1g小于0.075mm的干燥煤尘并堆积于喷出口一端，利用打气筒产生的冲击气流将其吹入玻璃管中形成煤尘云并通过温度为1100℃的加热器，如果在5次重复试验中有1次产生了火焰或小火苗，则表明受检煤尘具有爆炸性；若5次试验均未产生火焰及加补的5次试验也未产生火焰，则表明受检煤尘无爆炸性。对于有爆炸性的煤尘，要记录从加热器至玻璃管口方向的逆向火焰长度，而且还要进行在煤尘中添加岩粉抑制火焰的试验，以得出抑制火焰产生所需的岩粉用量（百分比），作为判断爆炸性强弱的参考。每次试验后都要通风1次。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

（刘新强）

dazhijing zuankong jiuyuan

大直径钻孔救援 (rescue work by superdrilling) 使用大直径钻机在地面向井下事故地点钻孔，并于钻通后降下救人小舱把被困人员直接提升到地面的救援方法。用于井下大面积冒落、透水，淤泥突出等事故中用常规方法不能奏效时的被困人员的救援。适用条件为：①事故地点距地面深度不大，一般以不超过300m为宜；②对地层情况应十分清楚。1955年，德国Dahlbush煤矿在处理掘进巷道冒落事故时首次使用大直径钻孔救援被困人员，共救出3人。

应用装备 大直径钻孔用的装备一般都安装在汽车上，一旦需要可迅速开赴事故现场；也有的国家把它们装在飞机上。南非Ingersoll Rand公司生产的T-5DH大直径钻机的所有配套装备全部装在13台平台车内，其中2台车分别安装大直径钻孔钻机和小直径钻孔钻机，在其余的车辆中，1台安设空气压缩机和水泵，6台车装钻孔用钻管和探测仪器，剩下的车辆装载救人用小舱，装有食品及通信器具的探筒、提升设备，通信设备以及活动车间、生活设施和帐篷。T-5DH钻机的最大钻孔直径为750mm，钻进的速度可达3.65m/h，钻进深度可达305m。钻机到达现场后可在2min后开钻。钻杆用大直径钢管制成，每根长约8m，各节之间用特制的螺纹连接。安设钻头的钻杆的中间设有开孔，救人小舱的门可以从开孔上打开，被困人员由此进入小舱，由提升装置把小舱运到地面。其作用原理如图1*a*所示。

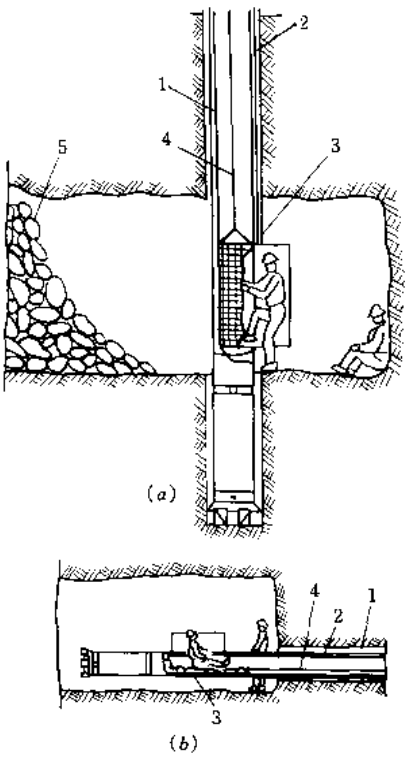


图1 把人通过钻管从堵塞区救出的作用原理图

a—从垂直钻孔提升到地面；

b—从水平钻孔运送到安全巷道

1 钻管；2—螺纹连接；3 救人小舱；

4—提升钢丝绳；5 堵塞物

和大直径钻孔钻机相匹配的是1台小直径钻孔钻机，它的钻进速度为8.2m/h，钻孔直径约170mm。由于钻进速度快，可以提前把钻孔钻到事故地点，利用吊下的探筒送入食品，饮料及通信器具，让被困人员生存下去并及时和地面联络，了解事故区情况。

救援步骤 ①警报通知矿山救护队及地区救护中心；②把装有大直径钻孔钻机及配套装备的车队开到事故现场的地面上；③组成救灾指挥部；④弄清事故区被困人员数目、位置、环境和地层情况；⑤确定救护工作方案；⑥确定钻孔位置；⑦先进行小直径钻孔钻进，及时和被困人员取得联系并供应饮料和食品；⑧大直径钻孔钻进，打通后放下救人小舱，把被困人员提升到地面。

发展方向 对于深井被困人员，因用地面钻进的方法救援费时太多，在美国和南非正设想用大直径钻孔钻水平孔用图1*b*的方法把人员救到安全巷道中。

（施申忠）

daoliuban

导流板 (curred guide plate) 在高风速的井巷或装置的拐弯处或风流汇合处设置的弯曲薄板或流线形厚板，也叫导风板，如图1所示。导流板的作用是

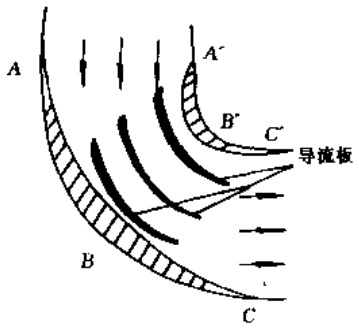


图1 导流板

降低局部阻力，其一方面可引导风流流向，减少弯道处或风流汇合处的风流冲击损失；另一方面，可使风流沿板面作曲线流动，减少涡流的产生。

导流板可用铁板或木板制作。弯曲薄板式导流板制作简便，但降阻效果不如流线形厚板好。导流板的降阻效果同其安装质量有密切的关系。

导流板常设置于总回风道、风硐、主要通风机扩散器的拐弯处；在局部阻力很大的风流汇合处，有时也设置导风板。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第一篇)，煤炭工业出版社，1990。

王英敏主编，《矿井通风与安全》，冶金工业出版社，1979。

(周心权)

dengjikong

等积孔 (equivalent orifice) 衡量矿井或井巷通风难易程度的假想薄壁孔口面积值。是为形象表示、便于比较通风难易程度而人为假想的一个概念。等积孔越大，通风越容易；等积孔越小，通风越困难。计算式为：

$$A=\frac{1.19Q}{\sqrt{h_R}} \quad 或 \quad A=\frac{1.19}{\sqrt{R}}$$

式中 A 为矿井或井巷等积孔，m^2；h_R 为矿井或井巷通风阻力，Pa；Q 为矿井或井巷风量，m^3/s；R 为矿井或井巷的风阻，$N \cdot s^2/m^8$。

因全矿井风流总功率等于各通风机工作系统风流功率之和，因而多通风机矿井的总等积孔为：

$$A=1.19Q^{3/2}\Big/\sqrt{\sum_{i=1}^{n}(h_{Ri}Q_i)}$$

式中 n 为主要通风机台数；Q_i 为各通风机工作系统风量，m^3/s；h_{Ri} 为各通风机工作系统通风阻力，Pa；Q 为矿井总风量，m^3/s。

等积孔的概念是法国学者 M. Murgue 于 1876 年提出的，它比“风阻”概念提出得更早，也更形象化。中国沿用的 20 世纪 40 年代苏联提出的矿井等积孔值将通风难易程度分为三级，等积孔大于 $2m^2$ 时，认为通风容易；小于 $1m^2$ 时，认为通风困难；在 1、2 之间时，认为通风难易程度中等。随着矿井规模的扩大、机械化程度和主要通风机能力的提高，等积孔指标已不适用。另外，井巷中如发生较严重的漏风或风流短路等情况时，通风状况并不很好，而等积孔却还相当大，这也反映了等积孔这一概念的不足。为了有利于管理瓦斯、漏风、预防煤自燃，有待于制定与矿井井型、瓦斯等级和深度等因素相适应的矿井等积孔合理分级标准以及衡量矿井通风难易程度的更恰当的指标。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第一篇)，煤炭工业出版社，1990。

(日)平松良雄著，刘运洪等译，《通风学》，冶金工业出版社，1981。

(周心权)

duozhong qiti jianceyi

多种气体检测仪 (multi-gas detector) 可同时测定 2 种或 2 种以上气体组分浓度的携带型检测仪。用于煤矿井下同时连续或间断测定同一地点或不同地点的多种气体组分浓度。

多种气体检测仪由敏感元件、指示部分和报警部分 3 部分组成。同一台检测仪中通常含有 2 种以上的敏感元件。敏感元件根据不同测定对象选定：测定爆炸下限甲烷浓度时，采用催化燃烧式载体催化元件；测定爆炸下限以上甲烷浓度时，采用热导元件；测定氧气浓度时，采用电化学式伽伐尼电池测氧元件；测定一氧化碳和硫化氢浓度时，采用电化学式定电位电解元件或检知管；测定可燃气体浓度时，采用气敏半导体元件。指示部分有表针指示和数字指示 2 种，其中数字指示又可分为发光二极管和液晶指示 2 种。报警部分分为声报警、光报警和声光同时报警 3 种类型。

多种气体检测仪的特点有：①一机多用，通过开关的简单切换即可完成对 2 种或 2 种以上的气体组分的检测；②可很方便地判断何种气体组分超限；③可自动进行自检、数据采集、数据滤波、标度变换和数据计算、数据存储等工作。

多种气体检测仪的主要类型有：①测定爆炸下限的甲烷浓度和一氧化碳浓度检测仪；②测定爆炸下限的甲烷浓度和氧气浓度检测仪；③测定氧气和一氧化碳浓度检测仪；④测定氧气和二氧化碳浓度检测仪；⑤测定氧气、可燃性气体和硫化氢浓度检测仪；⑥测定可燃性气体、氧气、一氧化碳和硫化氢浓度检测仪；⑦测定氧气、可燃性气体和一氧化碳浓度检测仪；⑧测定氧气、可燃性气体、硫化氢、一氧化碳浓度和温度检测仪等。

多种气体检测仪是伴随敏感技术的发展，在甲烷及其他单组分气体浓度检测仪的基础上发展起来的。

日本产主要的多种气体检测仪的技术性能见表 1。中国生产有可检测 CO_2 和 CH_4 浓度的 JEJ—1 型检定器，其可测量 0～10% 的 CO_2 和 3%～99.9% 的 CH_4。

表 1 日本产多种气体检测仪技术性能

序号	型号及名称	测定气体及其范围	测定原理	精 度
1	GX—110A 有害气体检测器	O_2：0～25% CH_4：0～5% CO：0～0.01% H_2S：0～0.01%	伽伐尼电池 载体催化 定电位 定电位	指示值±0.7% ±5% (F·S) ±5% (F·S) ±5% (F·S)
2	HX—7 氧气、硫化氢气体测定器	O_2：0～25% H_2S：0～30%	伽伐尼电池 定电位	指示值±0.7% ±5% (F·S)
3	CX—7 氧气、一氧化碳气体测定器	O_2：0～25% CO：0～0.03%	伽伐尼电池 定电位	指示值±0.7% ±5% (F·S)
4	GX—7 缺氧爆炸气体报警器	CH_4：0～5% O_2：0～25% CO：0.005%～0.02%	载体催化 伽伐尼电池 定电位	±5% (F·S) ±5% (F·S) ±5% (F·S)
5	MOX—50A 氧气、可燃性气体报警器	O_2：0～25% 可燃性气体：0～LEL	伽伐尼电池 气敏半导体	±5% (F·S) ±5% (F·S)
6	XPO—303 复合型气体检测器	O_2：0～40% H_2S：0～0.3‰ 可燃性气体：0～LEL	伽伐尼电池 定电位 催化式	±5% (F·S) ±5% (F·S) ±5% (F·S)

（李幸俊）

duopao fasheng zhuangzhi

惰泡发生装置 (inert foam generator) 产生的泡沫内包裹的是惰气的泡沫灭火装置。是混合介质灭火器械的一种。具有使用安全、结构简单、操作方便、风泡比小等特点。按惰泡性质不同分为氮气惰泡和燃油惰泡发生装置 2 种；按发泡形式不同分为网式发泡、螺旋发泡和充填式发泡发生装置 3 种，目前煤炭系统中基本上使用网式发泡发生装置，但由于充填式和螺旋式发泡发生装置具有设备简单、对泡沫中污物粒度要求低的特点，煤矿系统有待开发应用。惰泡具有阻爆、窒息、降温、堵漏、阻化等多种效能，其灭火效果较好。

氮气惰泡发生装置 中国首台氮气惰泡发生装置于 1991 年研制成功，型号为 YZWP－180 型，结构如图 1 所示。它以氮气为气源，通过供液泵和喷嘴将泡沫剂溶液均匀地喷洒到惰泡发生装置内的发泡网上，在氮气流的作用下，连续地产生高稳定惰泡。其是基于惰泡覆盖火区后可隔断空气供给的隔氧作用、惰泡所含水吸热降温作用、惰泡遇热破裂放出的氮气对火区的惰化作用、惰泡遇热水分形成水蒸气后可相应稀释火区氧的降低氧浓度作用而起到灭火和防火的作用的。由于惰泡具有粘度高、弹性大和密度小的特点，可在采空区浮煤和垮落岩石间的空隙中运移和积聚，因而可通过管路远距离注到采空区深部灭火防火或经钻孔注入煤柱裂隙内发火处灭火。可与气氮、液氮源相接，氮气中的氧浓度应小于 3%。利用氮气惰泡发生装置灭火具有灭火后火区恢复安全、迅速、经济，设备损失率小的特点。

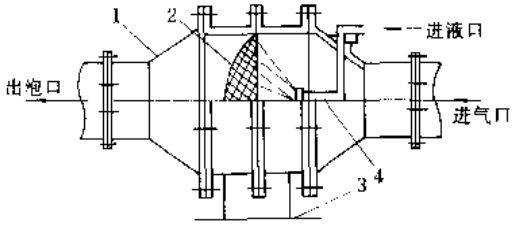


图 1 惰泡发生装置示意图
1—壳体；2—发泡网；3—支架；4—喷嘴

YZWP－180 型氮气惰泡发生装置的技术性能见表 1。

燃油惰泡发生装置 产生的泡沫是包裹燃油惰气的泡沫灭火装置。由燃油惰气发生装置（见矿井消防器械）与耐高温泡沫药剂输送装置构成。燃油惰泡中含少量一氧化碳，主要用于扑灭巷道火灾。

表 1 YZWP－180 型氮气惰泡发生装置技术性能表

项　　目	单　位	数　　值
发泡量	m^3/h	150～190
泡沫倍数	倍	100～250
泡沫稳定性	h	6～8
泡沫剂型号		GWP－1
供液压力	MPa	0.2～0.4
输泡压力	MPa	0.3～0.5
输泡管内径	mm	大于 50
风泡比		1.2～1.3

（高广伟）

duoqi fangmiehuo

惰气防灭火 （mine fire control by inert gas）

利用窒息性气体抑制矿井可燃物的氧化、燃烧以及扑灭矿井火灾的技术。用惰气防灭火，始于 19 世纪中叶，在比利时用二氧化碳扑灭了井下火灾。1953 年，英国罗斯林矿用氮气扑灭了一次煤层自然发火。中国于 20 世纪 50～60 年代曾用炉烟、干冰（固体二氧化碳）防治过矿井火灾。至今，世界大部分产煤国家都把惰气作为一种常规的防灭火手段。煤矿常用的惰气与化学惰气在概念上有所不同，煤矿用惰气是指不能燃烧或不能助燃的气体混合物，在某些特定情况下，气体中含有限量的燃烧或助燃气体时也称惰气；化学惰气是指化学性质不活泼的气体。中国《煤矿安全规程》对惰气防灭火的应用作出了具体规定。

矿井防灭火用的惰气有氮气、二氧化碳及燃油惰气、炉烟。氮气、二氧化碳和炉烟既能用于防止采空区内煤炭自燃，又能用于扑灭矿井火灾。其中氮气防灭火的应用较二氧化碳和炉烟的应用普遍。燃油惰气主要用于扑灭矿井明火。

不同的惰气，制取方法不同。氮气通常由空气中分离，方法有：根据氧、氮的沸点不同进行分离的深冷空分法；根据分子筛对氧、氮吸附性的不同，在压力变化的条件下通过分子筛对氧气吸附和脱附进行氧、氮分离的分子筛变压吸附法；根据氧气和氮气分子在膜壁中的渗透速率不同而分离氧氮的膜分离方法等。用燃烧的办法除掉大气中的氧气，是制取混合惰气最简单、最经济的方法，根据燃料的不同，有以燃油为燃料的燃油惰气和以煤为燃料的炉烟 2 种。

惰气防灭火，不仅能惰化防治区，还能减少漏风、逸散煤炭氧化热或降低火区温度；同时，还能实现边注惰气防火，边采煤的生产工艺。惰化后的火区的抢险救灾作业比较安全，恢复工作也较容易，对设备无大的损伤。但惰气不易在防治区内滞留，“长期”隔氧性差、特别是灾区范围大、漏风较严重、火源不清的灾区灭火时间较长。在扑灭采空区内煤炭自燃时，若注气工艺及作业制度不合理，火灾有复燃的可能。

氮气防灭火技术是 20 世纪 70 年代发展起来的，其发展速度较快，各主要产煤国均推广应用，今后在合理确定注氮量、改进注氮工艺、连续自动监测火区参数、研制多种产氮量的设备等方面将进行进一步研究与发展。利用燃油惰气扑灭明火火灾将更为广泛应用，研制产气量大的惰气发生器将是今后的发展趋势。

氮防灭火 利用液氮或气氮防治矿井火灾的技术。氮气是不燃烧、不助燃、不易与其它化学元素化合、无腐蚀作用的惰性气体；且在标准大气压力下，液氮气化到 273K 时体积将膨胀 648 倍；1kg 液氮气化到 +5℃气氮时，可吸收 414.5kJ 热量。因此，氮是一种极好的防灭火材料。用于煤矿防灭火时，主要起到吸热冷却作用、惰化窒息作用和抑爆作用。

煤矿中用于防灭火的液氮可从制氧等工厂购买，也可装备固定式或移动式空气分离机制氮。移动式制氮机体积小、运输方便可在井下火区（采空区）附近制氮。世界上第 1 套井下用移动式制氮机于 1995 年由中国煤炭科学研究总院抚顺分院研制成功，其制氮原理是膜分离技术原理，由空压机、压缩空气预处理装置和膜分离装置 3 部分组成。中国煤矿中，固定式和移动式制氮机均有采用。

液氮防灭火 利用液氮防治矿井火灾的技术。液氮的沸点为 77K，蒸发汽化比潜热为 $1.61\times10^5kJ/m^3$，气液比 648∶1（温度 273K），能有效地降低火区温度，促进火源窒息。液氮的制取、贮存、运输、应用工艺比较复杂。贮槽、贮罐等容器的日平均漏损率高达 0.3%～6%，不宜久贮。

液氮防灭火的主要设施包括：制氮机、贮槽、槽车、贮罐及输氮管。液氮防灭火的注氮工艺分 2 种：①从地面向井下输送液氮的防灭火法。此法连续注氮量大、吸热多，防灭火效果好，但对输液氮管道的质量要求高。为提高输氮压头、加大输氮距离，可借助氮气钢瓶增压、超低温输液氮泵增压等设施输送。②在火区附近向火源直接喷洒法。其降温效果好，但需将贮氮小槽车送到火区附近，或在火区附近利用移动式制氮机制氮，注氮量小，适于小范围火灾。用液氮雾化喷嘴能提高喷洒效果。

气氮防灭火 将符合要求的气氮用管路输送至需

惰化区防治矿井火灾的技术。气氮来源于液氮汽化、制氧厂直接生产的气氮以及矿用制氮机生产的气氮。

在地面通过汽化器将液氮汽化成10℃左右的氮气，再通过普通管道送向井下的系统如图1所示。

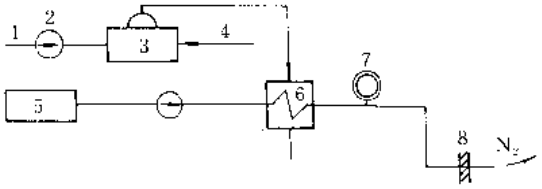


图1 地面汽化输送气氮防灭火示意图

1—水；2—泵；3—锅炉；4—燃料；5—液氮槽车；6—汽化器；7—仪表；8—防火墙

向采煤工作面采空区氧化带内注入气氮，使氧化带内的氧气浓度低于抑制煤炭自燃的临界氧浓度，可以保证采区开采期间遗煤不自燃。也可向火区灌注气氮使火灾熄灭。注氮管路布置有埋管、拉管和钻孔3种方式。根据每个采煤工作面"氧化带"宽度的不同，在预埋管路上每隔适当距离留一氮气释放口。当释放口进入采空区氧化带后，即利用该口注氮。采煤工作面的通风参数、注氮方式、注氮量不同，采空区的冷却带、氧化带、窒息带的范围及氮气在采空区内的运移规律即不同，应制定防氮气的流失与防止氮气泄漏的措施；为使氮气"长期"地滞留于采空区内，常辅以均压、化学泡沫、物理泡沫或其它封堵措施。

中国抚顺矿区于1988年开始使用气氮防火，气氮由从制氧厂铺设的管路送至采煤工作面采空区，制氧机的产氮量为500～1000m³/h，可服务于2～4个采煤工作面。其注氮、监测系统布置如图2所示。通过预埋在采空区内的束管或钻孔采集气样、利用气相色谱仪分析获得采空区的气体成分和浓度，以确定合理的注氮参数。

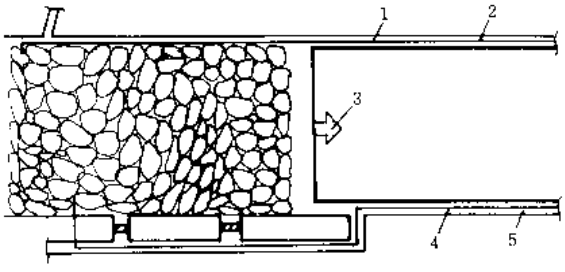


图2 中国抚顺矿区注氮系统布置示意图

1—束管；2—回风巷道；3 工作面推进方向；4—注氮管；5—进风巷道

中国《煤矿安全规程》对注入采空区内的氮气浓度及注入氮气后采空区内的氧浓度都作了具体的规定。

燃油惰气防灭火 根据燃烧燃油除氧的原理，利用燃油惰气发生装置(见矿井消防器械)燃烧燃油制取以氮气、二氧化碳为主的惰性混合气体防治矿井火灾的技术。这种技术所用设备简单、轻便，可移动，产气量大，惰气成本低，灭火后的火区恢复工作安全迅速、经济、设备损坏率低；但惰气温度较高(353～363K)，火区熄灭所需时间较长，且含有少量的一氧化碳、氧气等。适用于扑救矿井初起火灾和外因火灾。在封闭瓦斯涌出量较大的火区时，为防止瓦斯爆炸，常先向火区内注入燃油惰气惰化后，再进行封闭。

利用燃油惰气扑灭矿井火灾技术始于波兰。中国自1976年以来，已研制成功了DQ系列燃油惰气发生装置，并多次用于扑灭矿井火灾。

炉烟防灭火 在地面用炉灶燃烧煤炭或石灰窑制取烟气防治矿井火灾的技术。炉烟成分主要为二氧化碳和氮气；石灰窑炉烟中二氧化碳浓度为24%～35%，氮气为60%以上。中国内蒙古的古拉本矿区采用石灰窑炉烟扑灭露头煤田火灾，收到良好效果。

20世纪50～60年代，包括中国在内的一些国家，在煤矿地面砌筑炉灶，以煤为燃料将空气中的氧耗尽制成炉烟(主要成分为CO_2和N_2)，经冷却后通过管道送入井下防灭火，曾盛行一时；后因制气量小、冷却困难等原因，该项技术未能广为应用。

二氧化碳防灭火 将二氧化碳直接用于矿井防灭火的技术。二氧化碳有气态、液态和固态3种。二氧化碳的抑燃、抑爆性能优于氮气，且比重大，火源覆盖隔氧性好，但二氧化碳来源有限，易被煤岩吸收，高温下能分解成CO，成本也较氮气贵，难于大量制造，因此，难于广泛应用。干冰(固态二氧化碳)的运输有一定的困难，广泛应用受到了限制。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

秦书玉等编著，《煤矿井下内因火灾防治技术》，东北大学出版社，1993。

(高广伟)

E

eryanghuadan zhongdu

二氧化氮中毒 (nitrogen dioxide poisoning)

吸入二氧化氮 NO_2 气体引起的一种以呼吸系统为主的全身性的中毒性疾病，是一种常见的职业中毒。有急性中毒和慢性中毒2种，以急性中毒最为多见；而急性中毒又可分为轻度中毒、中度中毒和重度中毒3种。煤矿井下空气中的二氧化氮主要来自于爆破作业，在矿井爆破后的炮烟中二氧化氮约占52%；煤矿井下电焊作业时，开关电弧发光时也会放出二氧化氮气体；有些矿井井下使用的内燃机车的废气中也含有二氧化氮气体。由于二氧化氮气体易溶于水而生成腐蚀性很强的硝酸，因而其对眼、鼻、呼吸道及肺有强烈的刺激与腐蚀作用，可致人员死亡。二氧化氮中毒有潜伏期，潜伏期为6～24h。虽然煤矿中完全杜绝二氧化氮气体是不可能的，但只要加强管理，是完全可以预防二氧化氮中毒的发生的。

中毒机理 二氧化氮之所以能引起人体中毒，是因为其在进入肺泡溶于肺泡表面的液体及肺泡内的水蒸气中生成的亚硝酸及硝酸所分离的游离氢离子 H^+ 和羟基 $-OH$ 对肺组织有强烈的刺激和腐蚀作用，能导致化学性肺炎；同时由于增加了肺毛细血管的通透性，可导致肺水肿；而其代谢产物亚硝酸盐和硝酸盐又使血液中的血红蛋白形成了高铁血红蛋白，引起组织缺氧而出现紫绀。

研究表明，NO_2 进入人体后，首先作用于肺泡表面上由不溶性脂蛋白构成的表面活性剂，使其过氧化，产生多烯脂肪酸，随后损害肺泡细胞，使肺泡扩大、并导致上皮细胞停止更新、细胞浆分泌减少、纤毛减少或消失，并会影响胶原纤维和弹性纤维蛋白质的组成。

临床表现 急性中毒和慢性中毒有不同的表现。

急性中毒 因中毒程度不同而有不同的表现。

轻度中毒 患者仅有咽部不适、干咳、胸闷等呼吸道刺激症状及恶心、无力等，一般经1～2d即可消失。

中度中毒 常见化学性支气管炎或肺炎。通常在接触毒物后，稍有头痛、咳嗽及胸部不适感；24h内上述症状加重，伴有食欲减退、轻度胸痛、呼吸困难症状，体温可略升高。听诊初期呼吸音减低或粗糙，以后有啰音。X射线胸片示肺纹理增多、增粗，或局灶性阴影。血液白细胞增多。

重度中毒 出现肺水肿，多在48h内发生。患者呼吸浅而快、脉速、烦躁不安，出现紫绀，胸痛、咳嗽加剧，咯出粉红色泡沫状痰。听诊两肺有散在性湿罗音；X射线胸片示肺纹理紊乱、模糊，有散在点状或融合成团絮状以至片状阴影。恢复期还可继发阻塞性细支气管炎，再度出现呼吸困难，肺X射线片可见结节阴影。还可并发自发性气胸、纵隔气肿和皮下气肿；或伴发高铁血红蛋白血症，血管扩张，脉压增大；有时引起缺氧性心肌损害，心电图异常；此外可有支气管扩张或支气管哮喘等病变。

慢性中毒 常见慢性咽喉炎、慢性支气管炎以及不同程度的神经衰弱症候群，血液中过氧化氢酶和血糖减少。

诊断 依据职业接触史、现场调查、临床症状、体征以及胸部X射线检查结果综合分析后进行。中国颁布有“职业性急性氮氧化物中毒诊断标准及处理原则”(GB 7801—87)；诊断时多参照进行。

治疗 第一步应立即使患者脱离中毒现场。眼睛可用硼酸水冲洗。治疗方法有中毒性肺水肿急救、高铁血红蛋白血症治疗和对症治疗。在潜伏期尚难肯定是否出现中毒性肺水肿时，应卧床观察24～48h。

中毒性肺水肿急救 治疗方法包括通气和利水；禁忌压迫或刺激肺部，做人工呼吸时也只能用活动上肢法或轻轻地反复地拉、放舌头的第三种人工呼吸法。

通气 包括纠正缺氧，应及早进行。采用吸氧疗法。较重者应采用面罩、气管插管或气管切开加压给氧方法，以提高肺内氧分压，改善乏氧状态。治疗时必须维持呼吸道通畅，当出现大量泡沫性分泌物堵塞气道现象时，应考虑气管切开吸痰，并清除气管内粘膜坏死脱落物，并加强护理；可使用二甲基硅油（消泡净）等抗泡沫剂消泡，以增加氧和肺泡壁的接触面积，改善弥

散功能，改善通气功能。

利水　包括限制液体的入量，以保持出入量的负平衡（相差500～1000mL）；必须静脉补液时，每日不超过1000mL，同时选用脱水剂、利尿剂，采用脱水疗法，以减少肺循环容量；宜及早使用肾上腺皮质激素，以降低毛细血管的通透性。

高铁血红蛋白血症的治疗　选用美兰按1～2mg/kg的剂量静脉注射。

对症治疗　包括镇静、止咳、抗休克及急性肺心病和脑水肿的治疗，其方法同内科常规治疗办法相同，但应注意防止继发性感染的发生。

预防　由于煤矿井下可产生二氧化氮的工艺及设备是难以取代的，因而预防的途径只能是控制矿井巷道中风流的二氧化氮的浓度，使人员作业地点风流中的二氧化氮的浓度符合卫生标准；具体措施有加强通风、放炮时使用水炮泥、放炮后喷雾洒水、延长人员进入放炮后的工作面的时间、加强作业人员的定期体格检查等。世界各产煤国对矿井井巷风流中的二氧化氮浓度都作了规定，中国《煤矿安全规程》对矿井井巷风流中的二氧化氮的容许浓度也作了具体的规定。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

刘世杰主编，《中国医学百科全书》（劳动卫生与职业病学），上海科学技术出版社，1988。

（向卓辉　辛广龙）

eryanghuatan chuanganqi

二氧化碳传感器　(carbon dioxide transducer)　将空气中二氧化碳浓度变量转换成与之相对应的输出信号的装置。有热导式、光干涉式、红外线吸收式、电化学式几种，煤矿中使用较多的是红外线吸收式。将二氧化碳传感器固定安装在煤矿井下巷道中，与煤矿环境监测系统配套使用，可以监视预报煤层或岩层的二氧化碳突出以及早期发现矿井木材、橡胶等材料被引燃而发生的火灾。

最早用于煤矿的二氧化碳传感器是在20世纪60年代初期由德国Maihak公司研制的UNOR型系列红外线气体分析仪的基础上，在20世纪70年代末由美国ANDOR公司用压力调制技术研制的二氧化碳分析仪。1989年英国Southampton大学采用铜胺络合物—氯化钾为电解质研制的电化学二氧化碳敏感元件在0～5%CO_2范围内线性较好，为生产且有本质安全性能的煤矿用小型化二氧化碳传感器提供了新技术。

热导式　利用二氧化碳与空气的热导率的差异（是纯净空气的0.605倍），通过热检测器件把二氧化碳浓度转换为电信号（见*矿井气体检测*）的装置。其结构简单，敏感元件使用寿命长，线性输出范围宽，但背景气中甲烷及水蒸气对其测值的影响难以消除。

光干涉式　利用二氧化碳与空气的光折射率不同的性质，通过光电检测器件测量干涉条纹的移动量来测定空气中二氧化碳的浓度的传感器（见*矿井气体检测*）。

红外线吸收式　基于二氧化碳气体能选择性吸收波长为4.25μm的红外线的原理，由红外线光源、切光片、气室、检测器及薄膜微音器等构成的传感器，亦称红外线二氧化碳分析器。具有测值准确，选择性好的特点。工作示意图如图1所示。由于含一定浓度的二氧化碳气体在气室内会吸收部分特定波长红外线，检测器的接收能量即发生变化，薄膜电容微音器即将这种变化转换成与二氧化碳浓度成比例变化的电信号（见*矿井气体检测*）。典型的产品为德国生产的UNOR型传感器，其主要技术指标见表1，由于其采用的隔爆式的防爆型式，不仅笨重而且价高。1986年德国Dräger公司生产出了便携式本质安全型的红外线二氧化碳检测仪。

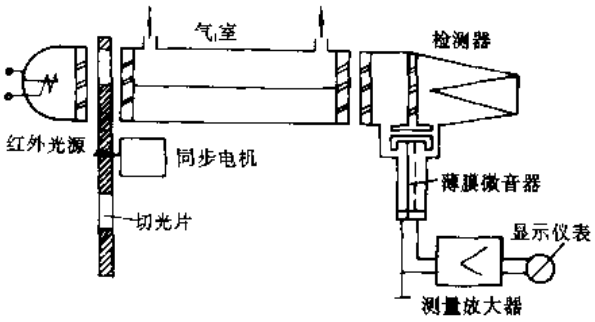


图1　红外线吸收式二氧化碳传感器工作示意图

表1　UNOR型CO_2分析仪技术性能表

测量范围（%CO_2）	误差（%FS）	输出信号/mA	预热时间/min	防爆型式
0～1	±2	0.1～1	30～60	隔爆

电化学式　用平头pH玻璃电极和Ag/AgCl参比电极及$NaHCO_3$溶液构成二氧化碳气敏电极，在pH电极上覆盖塑料薄膜，与电极构成薄液层，当二氧化碳气体透过膜与薄液层中溶液平衡时，即建立H^+与二氧化碳浓度对应的关系式，即$[H^+]=kp_{CO_2}$，通过测量pH值即可测得二氧化碳浓度。其简便、快速、

准确，但内充液浓度必须恒定，很难保证长期稳定性和使用寿命。

（薛元修）

eryanghuatan miehuoqi

二氧化碳灭火器　(carbon dioxide extinguisher)　内部充装高压液态二氧化碳的灭火器具。液体二氧化碳由喷口喷出后，即迅速蒸发，体积扩大500倍，不仅可吸收周围的热能，降低燃烧物温度，而且可隔绝空气，降低周围的氧气浓度；当二氧化碳浓度达到一定值，还能阻止易爆气体（蒸汽）发生爆炸。由于二氧化碳不导电、不含水分、灭火不留痕迹、不污损仪器设备，因而二氧化碳灭火器适用于扑救各种易燃液体、600V以下电器设备、精密仪器等发生的火灾。有内部结构基本相同的手提式和推车式2种。推车式灭火器充装的二氧化碳量大，有推车机构；手提式灭火器充装的二氧化碳量小。手提式灭火器有手轮式和鸭嘴式之分，主要有MT2、MT3、MT5、MT7等4种型号、其技术性能见表1。

表1　手提式二氧化碳灭火器的技术性能表

型号 / 技术性能指标	MT2	MT3	MT5	MT7
有效喷射时间/s	≥8	≥8	≥9	≥12
有效喷射距离/m	≥1.5	≥1.5	≥2	≥2
灭火剂质量/kg	$2^{+0}_{-0.15}$	$3^{+0}_{-0.15}$	$5^{+0}_{-0.2}$	$7^{+0}_{-0.2}$
喷射剩余率(%)	10			
喷射滞后时间/s	<5			
充装系数/(kg/L)	0.67			

手轮式和鸭嘴式灭火器的结构基本相同，如图1所示，区别在于手轮式灭火器的启闭阀是手轮，鸭嘴式灭火器的启闭阀是鸭嘴式压把。钢瓶内充装液体二氧化碳，启闭阀开启后，虹吸管与喷筒连通，二氧化碳液体喷出气化。启闭阀的另一侧有安全膜片，当温度超过60℃或压力超过17.5MPa，会自行破裂放出二氧化碳气体。

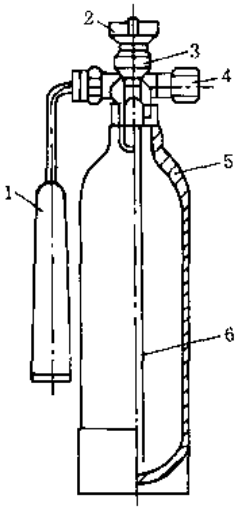


图1　手轮式二氧化碳灭火器结构图

1—喷筒；2—手轮；3—启闭阀；4—安全阀；5　钢瓶；6　虹吸管

参考书目

卢静编，《灭火手册》，上海科学技术出版社，1989。

（高广伟）

F

fangchen kouzhao

防尘口罩 (dust mask) 内含滤尘材料，能将含尘空气中的尘粒滤去，使之成为清洁空气，通过佩戴在眼部下方、口、鼻之上、边缘与颜面密合的罩子供人呼吸用的器具。是个体防护用品的一种。佩戴防尘口罩能防止粉尘或者只允许极少的粉尘进入人的呼吸器官，可预防肺组织病变和可溶性粉尘对人体的危害。防尘口罩与防护眼镜、安全帽等结合可构成防尘面罩，防尘安全帽等防尘防护器具。防尘口罩先后被各国规定为矿工必须佩戴的劳动防护用品。中国煤炭工业部在1956年颁布的《煤炭工业职工个人防护用品暂行规定》中就规定了按月给煤矿工人发放防尘口罩。煤矿中使用的防尘口罩主要有自吸过滤式防尘口罩、通风式防尘口罩（面罩）、压风式防尘口罩（面罩）、便携式送风防尘口罩。

沿革 中国在元、明两朝就有在宫内戴用类似防尘口罩的器具的记载。1936年英国的Jeffreys曾研究用金属网制作防尘口罩。1949年美国的Hascet首次登记防尘口罩专利，其结构类似现今的复式防尘口罩。20世纪40年代以前，人们采用未经特殊处理的动物、植物、矿物纤维滤料制作的防尘口罩，不能防止5μm以下尘粒进入口鼻；50年代研制成功了超细纤维滤料，它具有高的阻尘效率，用它制作的简易防尘口罩适用于粉尘浓度较低的场所。20世纪60年代以后，为满足不同作业场所粉尘防护的需要，通风式防尘口罩（面罩）、压风式防尘口罩（面罩）、防尘安全帽等多种型式的防尘器具相继出现；70年代后期开始，由于英、美、德、法等国家的作业场所较好地应用了综合防尘措施，因而对复式防尘口罩的研究处于停止状态，而大力开发合成纤维成型的无纺布简易防尘口罩，这种防尘口罩用过一次后就废弃，颇符合卫生学的要求。中国在20世纪50年代初用8层纱布制作防尘口罩，60年代开始用阻尘效率高的羊毛毡、氯纶布、丙纶无纺布等制作简易防尘口罩，1964年冶金工业部安全技术研究所研制成功复式防尘口罩，70年代后期和80年代初相继研制出便携式送风防尘口罩、压风式防尘口罩和防尘安全帽等防尘器具，1992年生产出合成纤维成型的无纺布简易口罩。

衡量防尘口罩性能的指标主要有阻尘效率（过滤效率）、总透漏率、吸气阻力、呼气阻力、视野妨碍程度、视野、呼气阻力上升值、送风量、连续使用时间等。

自吸过滤式防尘口罩 佩戴在作业人员眼下方面部上，靠人的自身呼吸将含尘空气过滤为清洁空气供呼吸的防尘器具。自吸过滤式防尘口罩应用于空气中含氧量不低于18%、不含有毒气体、粉尘浓度不大于100mg/m^3的作业场所。自吸过滤式防尘口罩按结构分为简易防尘口罩和复式防尘口罩2种；按过滤粉尘粒径的大小不同分为防尘口罩和防微粒口罩。防尘口罩主要用于过滤粒径大于1μm的工业粉尘；防微粒口罩用于过滤粒径小于1μm的有害微粒，因此防微粒口罩的主体边缘与佩戴者颜面有更好的气密性，使用的滤料也具有更高的过滤效率。

通风式防尘口罩 靠人体吸气作用通过管道吸进新鲜空气，或者用送风动力装置经管道输送净化空气至防尘口罩（面罩）以供人呼吸用的防尘器具。主要用于密闭性罐、筒内和地下井坑进行临时性检查作业。由于它既能防尘又能防毒，佩戴者也感到舒适，在大多数国家得到广泛应用，中国只有少数企业采用。它的不足之处是由于连接通风管道，使用者的活动范围受到一定限制。通风式防尘口罩分为自吸通风式防尘口罩和送风机式防尘口罩2类，其结构原理如图1所示。自吸送风式防尘口罩用软管输送新鲜空气，软管长度一般不超过10m，管内径在25mm左右；送风式防尘口罩也用软管输送净化空气，输送的净化风量大于100L/min，风压大于1300Pa。

压风式防尘口罩 通过减压调压器、过滤器将来自空气压缩机或者高压空气贮存器中的压缩空气净化后，由软管输送到口罩（面罩）的防尘器具。又称压风呼吸器。其特点是需要除去压缩空气中的粉尘、机油

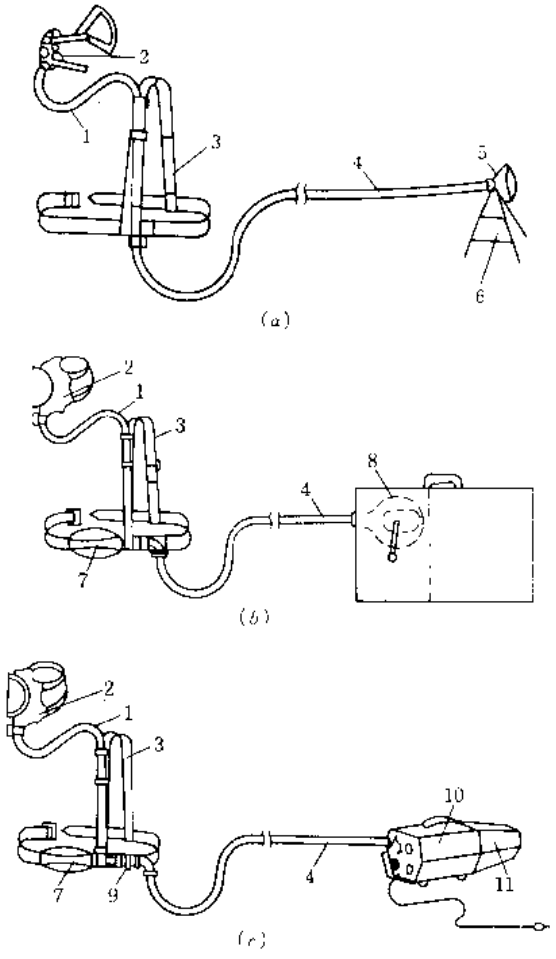


图 1 通风式防尘口罩（面罩）结构原理图

a 自吸通风式防尘口罩；*b*—手动送风机式防尘口罩；*c*— 电动送风机式防尘口罩

1—吸气管；2—口罩（面罩）；3—背带；4— 软管；5—送风漏斗；6—警示板；7—空气调节装置；8—手动送风机；9—流量调节装置；10— 电动送风机；11—过滤器

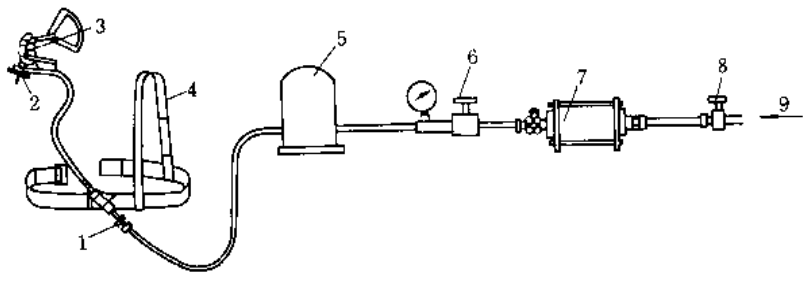


图 2 压风式防尘口罩结构原理图

1—软管接合部；2 肺力阀；3—口罩（面罩）；4—背带；5 贮气罐；6 减压调压器；7—过滤净化器；8 进气开关；9 压缩空气源

分解物和水分，还要有可靠的减压调压器来保证使用者的健康和安全。其结构原理如图 2 所示。压风式防尘口罩在中国煤矿主要用于锚喷作业场所，也用于有压缩空气源、作业人员活动范围不大的其他作业场所。

中国自 1981 年研制成功 AYH 型压风呼吸器后，现已发展到 10 多个型号的产品。

便携式送风防尘口罩 用电动微型风机将含尘空气过滤后，输入口罩内供人呼吸的防尘器具。适用于空气中含氧量大于 18%、不含有毒气体的作业环境。其结构原理如图 3 所示。便携式送风防尘口罩一般采用

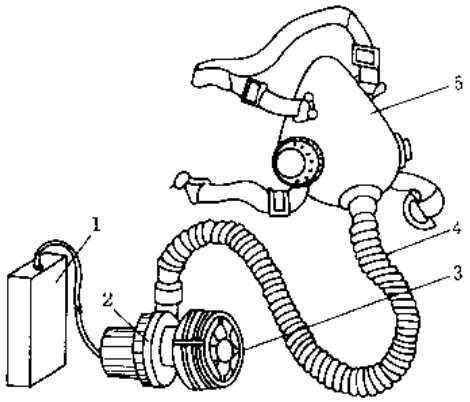


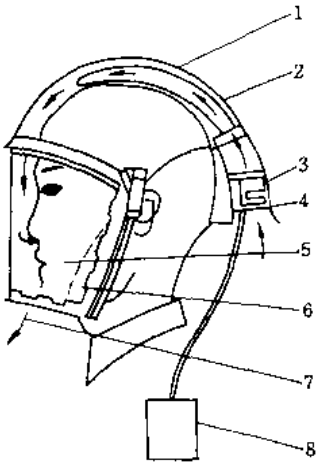
图 3 便携式送风防尘口罩结构原理图

1—电源；2 微型风机；3 过滤器；4—软管；5—口罩

镉镍电池组或者矿灯电源供电。镉镍电池组与微型风机、过滤器同置于便携带的盒中；矿灯通过电缆与放置微型风机和过滤器的盒体相连。

防尘安全帽 将头盔、净化供风系统和面部防护器组合成整体的粉尘防护用品。又称防尘气流盔。其是利用微型风机抽取含尘空气，含尘空气在经过粗滤和精滤两级过滤净化后由佩戴者的头部流经面部，一部分供配戴者呼吸，一部分带走工作时散发的热量经透明防护罩的下方流出。结构原理如图 4 所示。

防尘安全帽于 1976 年由英国首先研制成功，已在许多国家推广应用。中国于 1981 年研制成功防尘安全帽，现已在煤矿锚喷作业环境和采煤机、掘进机司机工作场所等处得到较好的应用。



图·4 防尘安全帽的结构原理图

1 头盖；2—精过滤袋；3 电动微型风机；4—粗过滤层及空气进口；5—透明面罩；6—贴面片；7—出气口；8—电源

参考书目

严兴忠等编，《工业防尘手册》，劳动人事部出版社出版，1989。

（王耀明）

fanghuomen

防火门 （fire-proof door） 井下防止火灾蔓延和控制风流的安全设施。防火门平时敞开，发生火灾后需要时关闭。各国“煤矿安全规程”对防火门的构筑都有具体的规定。防火门的作用在于控制火灾时期风流方向和火势、隔离火区。每个矿井都构筑有防火门。

防火门依设置的地点不同分为矿井防火门、区域防火门、采区防火门和硐室防火门。矿井防火门设在矿井进风井口，由基座、门框和门扇组成；区域防火门设置在通往几个独立通风的采区主要进风大巷的风流起点；采区防火门设置在独立通风采区或回采工作面的进回风支路的两端；硐室防火门设在硐室的进风口，一般由2扇门构成。如图1所示，门的上部有小门，平时大门关闭，小门开启，发生火灾时，将小门关闭，即可阻断硐室供风，隔离火灾。所有防火门安装都逆风开启，定期维护，保证启动灵活。防火门布置原则如图2所示。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

A. Strumiński, 《Zwalczanie Pozarów Podziemnych w kopalniach》, Wydawnictwo PAN, 1987.

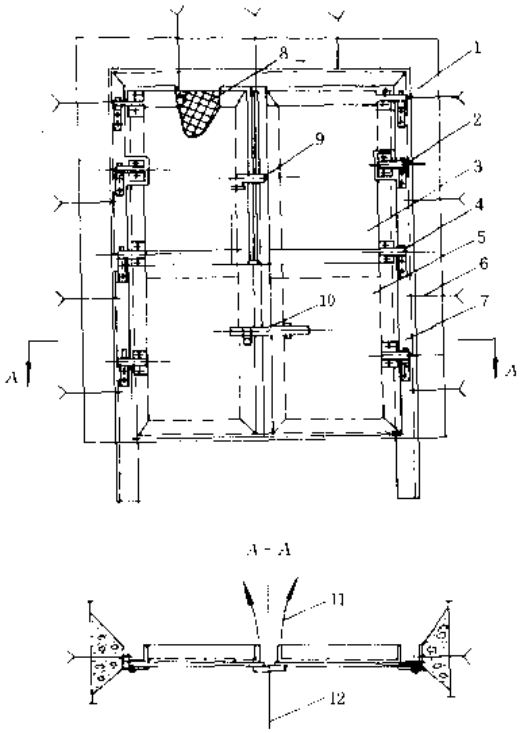


图1 硐室防火门

1—水泥基座；2—门扇铰链；3—上门扇；4—上门扇铰链；5—门扇；6—锚固螺栓；7—门框；8—金属网栏栅；9—上门扇门栓；10—门栓；11—开启方向；12—巷道中心线

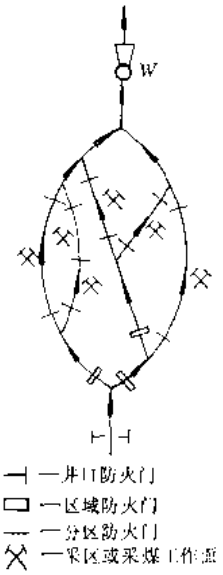


图2 安全防火门布置原则图

（王省身）

fanghuoqiang

防火墙 (fire stopping) 为封闭火区而砌筑的隔墙，又称密闭墙、密闭。预防已采区发生火灾或锁风启封火区而砌筑的隔墙，亦属防火墙之列。是煤矿中常见的通风设施。依服务年限和用途不同分为临时性、永久性和耐爆性3种类型。其质量对防灭火的效果有很大影响。中国煤炭工业部颁布的《矿井通风质量标准》对防火墙的建造质量提出了具体要求。衡量防火墙的质量指标为气密性（防火墙的漏风程度）。构筑防火墙时要采取防止瓦斯爆炸的措施（见隔绝防灭火）。

临时防火墙 用于临时封闭采空区或火区而建造的构筑物。通常在封闭火区或已采区时首先使用，在它的保护下再建造永久防火墙。运用锁风方式启封火区或缩小火区范围时也须使用。建造的基本要求是结构简单，施工速度快，并具有良好的密封性能。有不同材质的悬挂式、伞式、充气袋式和喷涂泡沫塑料及木板等多种多样的临时防火墙。被国内外广泛应用的是木板临时防火墙，它由立柱、顶梁、墙板和表面密封层构成。

永久防火墙 用于长时间封闭采空区或火区而建造的构筑物。其结构包括墙基、墙身、覆盖层和插管（观测管、注浆管和排水管）以及辅助设施（图1）。墙基通常为掏槽结构，也有锚杆注浆结构。墙身多选用高强度石料砌筑或混凝土浇灌，墙厚大于0.5m；重要部位采用双层墙体，两墙中间充填细砂、黄土等。墙体砌筑时避免重缝与干缝。覆盖层旨在加强墙的整体性和气密性，厚度不小于10mm，且表面平整。依用料不

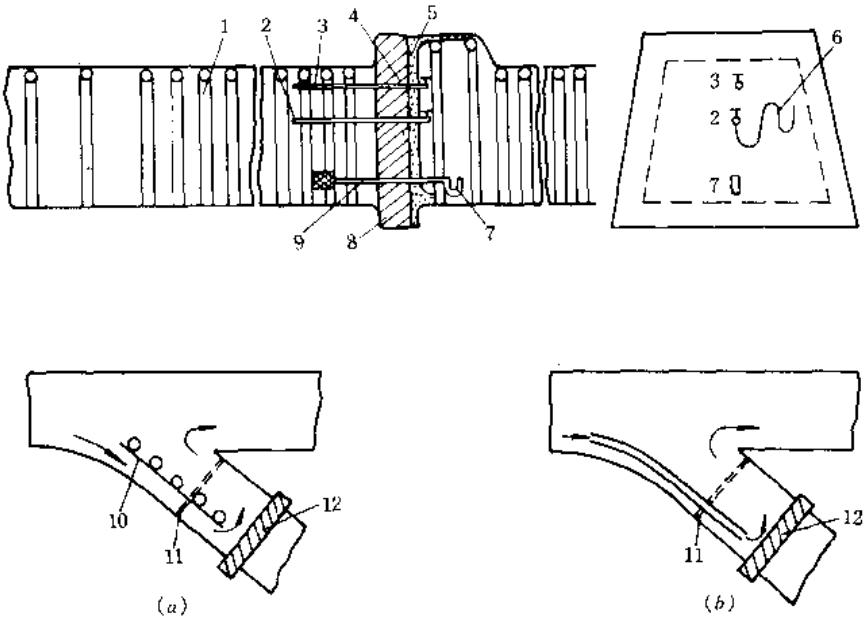


图1 永久防火墙结构

a—风筒导风；b—风筒导风

1—加强支护；2—观测管；3—注浆管；4—墙身；5—覆盖层；6—压差计；7—水封；8—墙基；9—排水管；10—挡风帘；11—栅栏；12—防火墙

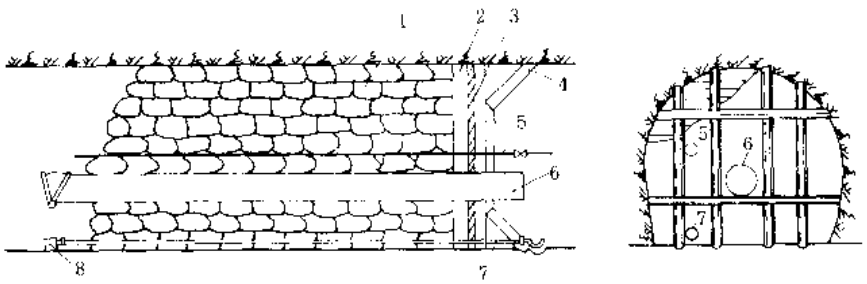


图2 砂袋耐爆防火墙

1—砂袋；2—立柱；3—挡板；4—加强支撑；5—观测管；6—金属通风管；7—排水管；8—水滤

同分为毛石、料石、砖、混凝土和混凝土预制块等多种类型。料石和砖防火墙适用于顶板稳定、地压不大的巷道。

耐爆防火墙 封闭火区时预防火区内发生爆炸伤人而建造的构筑物。通常用砂袋堆积而成(如图 2)。砂袋堆积长度多为巷道宽度的二倍以上,一般为 5～8m。多用于有瓦斯爆炸危险的地点封闭火区,并作为砌永久防火墙的掩体。砂袋可用麻袋或草袋、塑料编织袋,内装砂子或黄土、炉渣、岩粉等。每袋质量小于 50kg,以便于搬运。有水砂充填系统的矿井可用砂带构成(如图 3),砂带长度一般为 5～10m。中国煤矿推行使用的石膏快速充填耐爆防火墙(如图 4)是运用专门的石膏浇注机、施行远距离机械化作业构筑的,墙厚依据巷道断面而定。

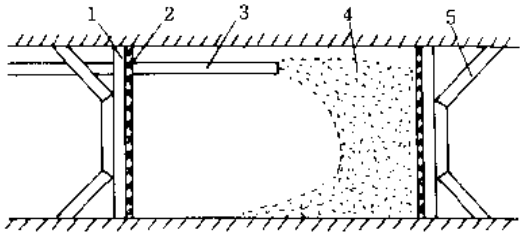


图 3 砂带耐爆防火墙

1—立柱;2—滤水层;3—水砂充填管;4 充填砂体;5—加强支撑

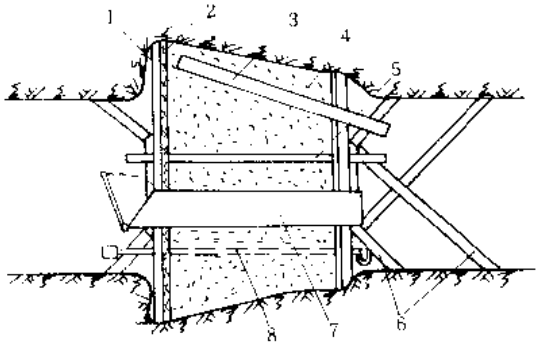


图 4 石膏耐爆防火墙

1—立柱;2—挡衬;3—石膏浇注管;4—石膏墙;5—观测管;6—加强支撑;7—金属通风管;8—排水管

参考书目

赵全福主编,《煤矿安全手册》(第四篇),煤炭工业出版社,1991。

王省身等编著,《矿井火灾防治》,中国矿业大学出版社,1990。

(何博文)

fangtu fanxiang fengmen

防突反向风门 (gas outburst-proof reversing door) 防止突出时瓦斯逆流进入进风道而安设的风门。是一种突出安全防护措施。有普通型和液压控制型 2 种。反向风门平时是敞开的,只在爆破时关闭(图 1);爆破后矿山救护队和有关人员进入检查时,应打开顶牢。中国各突出矿井普遍应用,效果良好。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对其结构、安设位置等作了规定。

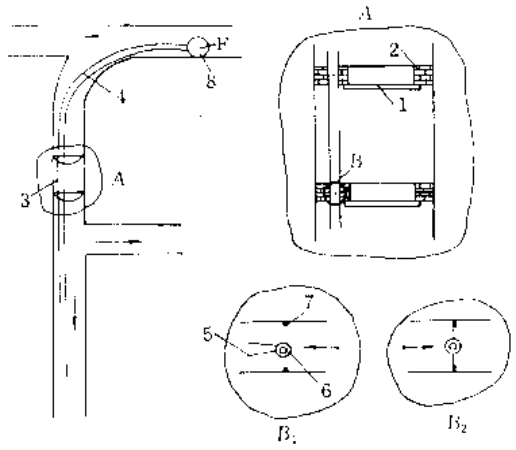


图 1 反向风门和防逆流装置示意图

1—木质铁皮风门;2—砖墙;3—铁风筒;4—胶皮风筒;5—防止瓦斯逆流铁板;6—防止瓦斯逆流铁板立轴;7—定位圈;8—局部通风机

B_1—正常通风时防止瓦斯逆流铁板位置;

B_2—突然逆风时防止瓦斯逆流铁板位置

安设位置 为控制突出时的瓦斯流能沿回风道进入回风系统,反向风门安设在石门掘进工作面的进风侧。

一组反向风门至少安设 2 道,2 道风门之间的距离不小于 4m。反向风门距工作面的距离及安设的组数根据工作面通风系统和预计的突出强度确定。

结构要求

普通反向风门 由墙垛、门框、风门和安设在穿过墙垛铁风筒中的防逆流装置组成。

风门墙垛用砖或混凝土砌筑,其厚度不小于 0.8m,嵌入巷道周边岩石的深度根据岩石性质确定,但不得小于 0.2m。

门框和风门用坚固的木材制成,风门外面包铁板。门框的厚度不小于 100mm,风门厚度不小于 50mm。

防逆流装置装设在通过墙垛的铁风筒中,由铁板制成(图 1)。在正常通风时,防止瓦斯逆流铁板处于

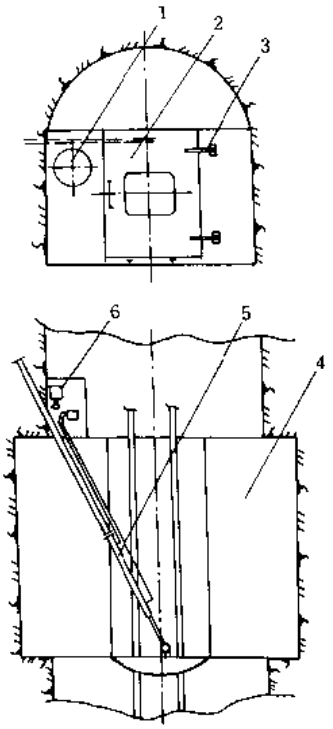


图 2 液压防突反向风门安装结构示意图
1—铁风筒（附有防逆流装置）；2—反向风门；3—铰页座；4—墙垛；5—油缸；6—泵站

合拢状态，以保证局部通风机的正常通风；当突出发生瓦斯突然逆流时，铁板打开，将铁风筒全断面遮住，以免瓦斯沿铁风筒进入进风道。

液压防突反向风门 用于防大型或特大型突出的情况下。由反向风门、液压泵站 2 部分组成（图 2），只安设 1 道，工作载荷为 0.6MPa。

风门采用平面支撑圆拱型钢结构，用铰页安在门垛上。风门墙垛用料石或混凝土砌筑，其厚度不小于 3m。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（于不凡）

fangtu jubu cuoshi

防突局部措施 (local measures against outburst) 随工作面的推进所采取的消除和降低近工作面一定范围内突出危险性的措施。有多种具体技术措施，各措施的防突作用和适用条件不尽相同。局部防突措施用于没有条件采用区域防突措施的地点或用于区域防突措施有效范围以外的地点。防突局部措施施工与采掘工艺相互干扰，防突效果受地质开采条件变化影响较大。中国《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出细则》对局部防突措施的适用条件、使用时注意事项、防突效果的检验等作了规定。

分类 按措施的使用地点分为石门（岩石井巷）揭煤防突措施、煤巷防突措施和回采工作面防突措施；按措施的作用原理分为卸压和排放瓦斯类型与加固煤体类型。松动爆破、预裂爆破、超前钻孔、钻孔抽排瓦斯等措施属于卸压和排放瓦斯类型，金属骨架、前探支架和煤体固化属于加固煤体类型。

石门和其它岩石井巷揭穿突出煤层时常采用震动性爆破、水力冲孔、水力冲刷、排放钻孔、金属骨架、局部钻孔抽放瓦斯等措施，突出危险煤层掘进工作面常采用超前钻孔、松动爆破、前探支架、高压注水、水力冲孔等措施。有突出危险的采煤工作面常采用松动爆破、注水湿润煤体、超前钻孔、局部预抽瓦斯等措施。

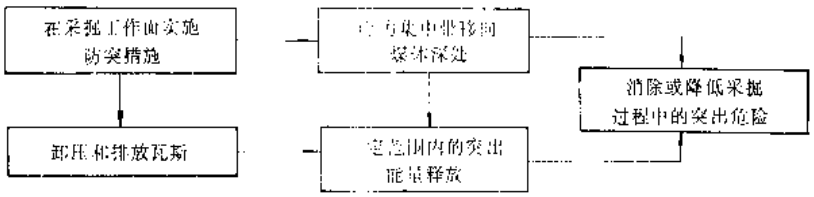


图 1 局部防突措施的防突原理图

原理 局部防突措施是通过卸压和排放瓦斯（即消除和减小发生突出的动力）或加固煤体（增加抵抗突出的能力）来达到防突的目的的（图 1）。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

俞启香编，《矿井瓦斯防治》，中国矿业大学出版社，1992。

（华福明 陈 锐）

fangtu quyu cuoshi

防突区域措施 (regional measures against outburst) 能在一个采区或更大范围内全面消除或显著降低煤与瓦斯突出危险性的措施。具有有效作用范围大、防突效果好、与突出层的采掘工作互不干扰的特点。是优先选用的防突措施。有在邻近煤(岩)层中实施的开采保护层和在突出危险煤层中实施的预抽突出层瓦斯、煤层注水等。中国《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出细则》对防突区域措施的使用条件、参数选定等作了详细规定。

开采保护层 是防止煤与瓦斯突出最有效的措施，具有简单、经济等特点，为国内外公认的主要防突措施，得到了普遍的应用。保护层开采后，在突出危险煤层的对应区域(保护区)内：煤体发生膨胀变形，地应力和瓦斯压力降低；煤层透气性增大；煤层瓦斯排出，煤的强度增大。不但减少了危险层的突出能源，而且增强了煤层抵抗破碎的能力，还降低了突出层工作面前方的应力梯度和瓦斯压力梯度，因而可有效防止发生突出(见保护层)。

预抽突出层瓦斯 适用于开采单一的突出危险煤层和无保护层可采的突出煤层。工艺方法、参数和装备与一般的预抽技术基本相同(见开采层瓦斯抽放)，但应达到的指标值是预抽区的瓦斯抽排率大于25%或者预抽煤层瓦斯后、突出煤层残存瓦斯含量小于该煤层始突深度的原始煤层瓦斯含量。每个突出矿井，应根据实际考察确定预抽防突的有效指标值。中国在20世纪70年代，预抽防突措施基本处于试验阶段；80年代后期以来，已有一些煤矿把预抽突出层瓦斯作为防突区域措施。

煤层注水 通过在大面积范围内均匀布置顺层长钻孔来实现。原苏联有较广泛的应用，中国应用不多。工艺方法和装备与煤层注水防尘相同(见煤层注水减少粉尘产生量)，但应达到的指标值为注水区域煤的水分均不低于5%。在吸水性差的煤层中不能用这一措施。对煤层注水防突的机理，至今没有统一的认识：有一些学者认为，水注入煤层后，能驱赶出大量瓦斯，并使煤层瓦斯压力明显降低，从而消除或降低煤层的突出危险性；有的学者则认为，煤被湿润后力学性能会发生大的变化 塑性增高、弹性减小，水进入煤体后，煤层的应力分布均匀了、释放瓦斯的速度减小了，从而消除或降低了煤层的突出危险性。

发展趋势 在扩大各项措施应用范围和保护范围方面有待进一步研究、提高。在开采保护层的同时，结合抽放被保护层瓦斯的综合措施，将获得较广泛的应用。煤层注水防突将与防尘、防火注水相结合，实现一项措施多项收效。预抽突出层瓦斯防突，在确定孔距、钻孔数量和预抽时间诸参数方面，将进一步优化，并可利用计算机进行模拟优选。在各项措施防突效果的检测方面、在完善检测参数的同时，将逐步实现连续自动化监测。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

(宋世钊)

fangtu songdong baopo

防突松动爆破 (loose blasting for control outburst) 通过打眼装药爆破，松动工作面前方煤体，使煤体卸压和排放瓦斯，消除或减弱煤(岩)与瓦斯突出危险性的措施。适用于煤质较硬、突出强度较小的煤巷掘进工作面和煤质较硬、围岩稳定性较好的采煤工作面。用于煤巷掘进工作面时采用深孔爆破，用于采煤工作面时采用浅孔爆破。最早应用于国外，俄罗斯、乌克兰等国家的采掘工作面至今仍在采用；中国于20世纪60年代中期开始采用。防突效果取决于炮眼参数、装药结构和布孔方式。随着爆破技术的发展，防突松动爆破技术已发展成深孔控制卸压爆破。中国《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出细则》对防突松动爆破技术的使用范围和安全要求等作了具体规定。

原理 打入工作面前方应力集中区中的一组深钻孔装药爆破后，产生的高压冲击波和爆生气体将使钻孔周围的煤体破碎，而继续以应力波的形式向周围传播的冲击波还会产生切向拉伸应力，使煤体受拉断裂，从而造成煤体中产生一系列的向外延伸的径向和环状裂隙；爆生气体以很高的速度冲入裂缝后，又会使裂隙扩展和延伸。在冲击波和爆生气体的共同作用下，爆破孔周围形成一个较大的破碎和松动圈，一定范围内的煤体原始应力状态发生了变化，应力集中带向煤体的前方和两侧推移，煤层得到卸压，裂隙增加，透气性增大，促进了瓦斯解吸和排放，从而消除或减小发生突出的危险性。

工艺参数 煤巷掘进工作面一般采用直径为42mm、孔深8～12m的钻孔，每孔装药量3～5kg，根据有效影响半径(沿径向防突的最远距离，等于松动半径，可用钻孔瓦斯流量法测定)在巷道断面布3～5个孔，留5m超前距，采用雷管串联正向一次起爆爆破工艺。为避免在上一循环松动爆破的破碎圈内重复布孔

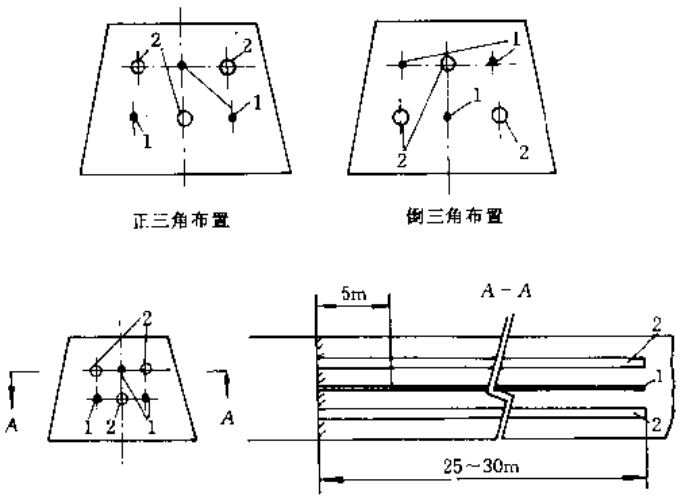


图 1 钻孔布置方式
1—爆破孔；2—控制孔

可能发生的垮孔，采取不同循环交替使用正三角和倒三角形的布孔方式；采煤工作面采用孔深 2m 的浅孔，每孔装药量不大于 0.5kg，孔间距 2～3m，留 1m 的超前距，封孔长度不小于 1m。

效果 对于煤巷掘进工作面，爆破后，应力集中带将移向煤体深处，形成沿走向长 3m、沿倾斜宽 7m 左右的卸压条带，煤体瓦斯能得到较充分排放，爆破后 3～4h可排出一个循环（包括松动爆破及煤巷掘进过程）中总瓦斯涌出量的 80%以上，可取得较好的防突效果。对于采煤工作面，由于松动范围较小，不能完全杜绝突出的发生。

深孔控制卸压爆破 在松动爆破的基础上，通过在爆破孔周围布置不装药的控制孔、增加辅助自由面、缩小抵抗线长度、提高爆破效果发展而来的防突措施。以充分卸压不诱发突出为前提，适用于掘进工作面。始于 20 世纪 80 年代。钻孔布置方式有正三角布置和倒三角布置 2 种（图 1）。爆破孔直径 50～75mm、孔深 25～30m、每孔装药量 30～40kg，控制孔直径为 125mm 或 150mm、孔深 25～30m。深孔控制卸压爆破在中国吉林营城煤矿用于防止岩石与二氧化碳突出也取得了初步效果。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

（陈 锐 辛广龙）

fangtu zonghe cuoshi

防突综合措施 (comprehensive measure for outburst prevention) 包括突出危险性预测、防治突出措施、防突措施效果检验和突出安全防护措施在内的“四位一体”措施配套系统。它是防治突出总的技术原则，其目的一是防止突出发生，二是避免突出造成人身伤亡事故。采取防突综合措施使防突措施更加有的放矢，提高了措施的有效性，大量节省了防突措施费用。中华人民共和国煤炭工业部制定的《防治煤与瓦斯突出细则》对防突综合措施的具体内容和要求作出了规定。

综合措施是世界各国防治突出技术发展的总趋势。苏联在 20 世纪 70 年代就已在突出矿井中推广应用；中国自 1988 年《防治煤与瓦斯突出细则》颁布后，在各突出矿井推广应用。随着防突技术的提高，中华人民共和国煤炭工业部于 1995 年颁布了新的《防治煤与瓦斯突出细则》，使该项技术得到了进一步充实。

内容 包括突出危险性预测、防治突出措施、防突措施效果检验和突出安全防护措施 4 个方面。

突出危险性预测 防突综合措施的第一个环节。目的是确定突出危险的区域和地点，指导防突措施的具体应用，确定在哪些地点必须采取防突措施，哪些地点可不必采取防突措施。有区域突出危险性预测和工作面突出危险性预测（见突出预测）。

防治突出措施 防突综合措施的第二个环节。只应用于预测有突出危险的区域和地点。有区域性防突措施和局部性防突措施 2 类。采用防治突出措施时，应优先选用区域性防突措施；如条件不具备，须采用局部防治突出措施。采用措施的目的是防止发生突出，是防止发生突出灾害事故的第一道防线。

防突措施效果检验 防突综合措施的第三个环节。是在防突措施执行后，对其防突的有效性进行现场检验。如检验防突措施无效，则须采用附加措施，直至检验防突措施有效为止。国内外突出矿井的大量实践表明，在防突措施实施后，往往仍不能完全杜绝突出发生，其原因，除未按措施设计参数施工外，尚与煤层赋存、地质构造和采掘工艺条件的变化密切有关。为了提高防突措施效果的可靠性，必须进行防突效果检验。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对不同地点防突措施效果检验方法作出了规定。

突出安全防护措施 防突综合措施的第四个环节。是突出发生时避免造成人身伤亡事故的措施。突出是一个极其复杂的矿井瓦斯动力现象，当前科技发展

水平尚难以完全避免突出发生。为防止预测失误或防突措施失效发生突出造成的人身伤亡事故，必须采取安全防护措施，其是防止发生突出灾害事故的第二道防线。安全防护措施包括震动性放炮、远距离放炮、避难所、压风自救系统和隔离式自救器等。

实施系统 防突综合措施的实施系统如图 1 所示。按该系统进行防突工作，可使：

(1) 防突措施更加有的放矢。仅仅在突出煤层突出危险区的突出危险工作面采取防治突出措施，可大大缩小防突措施的使用范围，从而提高突出煤层采掘速度；

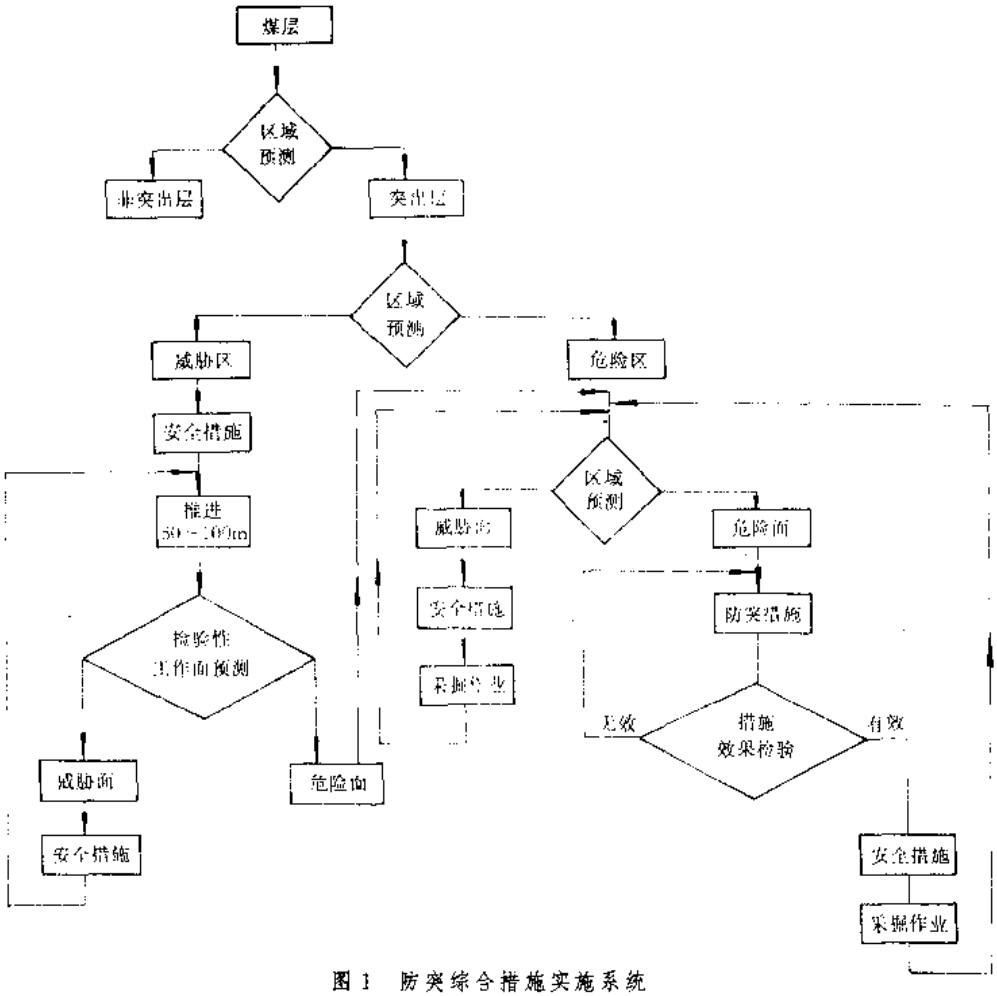


图 1 防突综合措施实施系统

(2)措施的防突可靠性得到提高。由于每次执行防突措施后皆进行防突措施效果检验，检验无效仍采取防突措施直至有效为止，这就保证了措施防突的可靠性；

(3)突出矿井经济效益得到提高。由于在大部分区域用较简单易行的突出预测代替了大量消耗人力、物力的防突措施，可节约大量防突措施费用。突出煤层采掘速度的提高、煤产量的增大，也带来了巨大的经济效益；

(4)开采突出煤层的安全性得到提高。该措施系统有防止突出和人身安全防护两道防线，因而减小了发生人身伤亡事故的可能性。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

(王佑安)

fangzhi meiyuwasi tuchu xize

《防治煤与瓦斯突出细则》 (Detailed Rule and Regulation of Coal and Gas Outburst Prevention and Control) 为贯彻《煤矿安全规

程》中有关防治煤与瓦斯突出的各项规定，避免或减少煤与瓦斯突出事故，保证生产建设的安全，由中华人民共和国煤炭工业部制定的有关煤与瓦斯突出的预测、防治措施，措施的效果检验及安全防护措施（即四位一体综合防突措施）的强制性技术管理规定。适用于有突出危险的煤矿企业、事业单位及其主管部门。是《煤矿安全规程》在防治煤与瓦斯突出方面规定的具体化和补充。第一部由煤炭工业部于 1988 年 4 月颁布；1995 年 1 月，根据突出防治技术的发展状况，煤炭工业部颁布了第二部《防治煤与瓦斯突出细则》。《防治煤与瓦斯突出细则》的实施使中国煤矿防治煤与瓦斯突出技术工作走上了"四位一体"综合防突的轨道，使得防突措施费用明显减少，突出次数明显下降，突出危险采掘工作面的推进速度显著提高。

构成 1995 年 1 月颁布的《防治煤与瓦斯突出细则》由总则、煤层突出危险性预测和防治突出措施效果检验、区域性防治突出措施、局部防治突出措施、防治岩石与二氧化碳（瓦斯）突出措施、安全防护措施、附则，共 7 章 104 条构成。

内容 1995 年颁布的《防治煤与瓦斯突出细则》对 1988 年颁布的《防治煤与瓦斯突出细则》作了较大的修改和补充。

总则 主要包括制定的原因、适用范围、煤与瓦斯突出的性质、开采突出煤层时应采取的措施、防治突出的责任、防治突出机构的设置、突出的分类、突出矿井和突出煤层的鉴定、突出煤层和突出矿井变更程序、突出矿井巷道布置要求、防治突出工作中的有关规定、突出矿井的瓦斯检查制度、突出矿井井下工作人员的培训、突出记录的内容等。

煤层突出危险性预测和防治突出措施效果检验 主要包括煤层突出危险性预测分类，突出危险性分类，区域及工作面突出危险性预测方法、步骤、指标及临界值，煤的破坏类型分类，各种防治突出的措施的效果检验方法及措施无效时应采取的安全措施等。

区域性防治突出措施 主要包括开采保护层的规定、保护层的选择、保护层有效保护范围的划定、开采保护层时有关煤（岩）柱留设的规定、预抽煤层瓦斯的规定、预抽瓦斯钻孔的布置及施工、预抽煤层瓦斯的有效性指标等。

局部防治突出措施 主要包括石门揭穿突出煤层的顺序、设计、应遵守的规定，采取的防治突出的措施及应达到的要求，立井揭穿突出煤层前的准备工作、采取的防治突出的措施及应达到的要求，在突出煤层中布置采掘工作面时的有关规定，突出煤层中的掘进工作面采取的防治突出的措施及应达到的要求，突出煤层中的采煤工作面采煤方法的选择，采取的防治突出的措施及应达到的要求等。

防治岩石与二氧化碳（瓦斯）突出措施 主要包括揭穿有岩石与二氧化碳（瓦斯）突出的岩层或在其中掘进时可采用的预测突出危险性的方法及实施步骤、可采取的防治突出的措施等。

安全防护措施 主要包括安全防护措施的具体内容及相应的要求、反向风门的设置要求、使用的电气设备的检查维护制度等。

附则 主要包括贯彻执行要求、修改和解释权的归属等。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

（王佑安 辛广龙）

fenqu tongfeng

分区通风 （separate ventilation） 井下各用风地点的回风直接进入采区回风道或总回风道的通风方式。又称并联通风、独立通风。

分区通风安全可靠，当其中任一风路发生瓦斯、煤尘爆炸事故时，所产生的有害气体直接排入回风道，不污染与其相连的其它风路；分区通风风网比串联风网的总风阻小，通风费用少；分区通风的各用风地点的风量可以相互调节；通风能力大。但在并联的某分支中发生明火火灾时，当火风压达到一定值后，会造成其它并联分支（上行通风时）或发火分支（下行通风时）的风流反向，火灾烟气会侵入这些分支（见矿内火灾）。

中国《煤矿安全规程》对应实行分区通风区域作了具体的规定。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992 年版），煤炭工业出版社，1992。

（范明训）

fenchen fangzhi guifan

《粉尘防治规范》 （The Standard of Dust Control） 为贯彻执行《煤矿安全规程》有关粉尘预防与治理的规定，消除尘害而提出的标准做法和具体要求。由中国统配煤矿总公司于 1990 年 4 月制定颁布。其对煤矿预防和治理粉尘危害有指导作用，是评价矿井防尘工作效果的依据。由总则、防尘、预防和隔绝煤尘爆炸，粉尘检测几部分构成。

总则 明确了煤矿粉尘防治工作中各方面的责任问题。

防尘 内容主要包括防尘供水系统的建立与完善、采掘工作面的防尘，锚喷支护防尘及转载点和运输过程的防尘、个体防尘几部分。对防尘供水系统中的水池容量、水质、供水管路的铺设，煤层注水及采空区灌水措施的实施条件、喷雾洒水系统的使用要求、风流净化装置的布设地点，锚喷工艺的组成，个体佩戴防尘用具的条件等做了具体规定。

预防和隔绝煤尘爆炸 内容主要包括煤尘爆炸性指数的鉴定、隔爆装置（见煤尘爆炸隔绝）的使用及布置、岩粉撒布规模等。

粉尘检测 主要内容包括粉尘检测的目的、粉尘浓度和分散度的检测制度、粉尘游离二氧化硅 SiO_2 含量的测定周期、检测结果的汇报制度等。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

（刘新强 辛广龙）

fenchen kuosanxing

粉尘扩散性 (dust diffusivity) 悬浮于空气中的粉尘由高浓度区域向低浓度区域移动的性质。矿井中粉尘的扩散主要受控于风流，在风流作用下，粉尘扩散、飞扬于作业空间。选择合适的风速可以稀释或排走粉尘。粉尘的扩散性对捕尘器和除尘器的设计有直接影响。粉尘的扩散状态及形式主要有布朗扩散、紊流扩散、电力扩散 3 种。

布朗扩散 粉尘粒子在静止空气中作不规则的布朗运动形成的粉尘粒子由高浓度区域向低浓度区域的移动。影响这种扩散的诸因素可用粒子扩散系数 D 来表征（悬浮于空气中的粉尘粒子通量和浓度梯度的恒定比值），其斯托克斯-爱因斯坦 (Stokes-Einstein) 表达式为：

$$D=\frac{KTC_c}{3\pi\mu d}$$

式中 D 为扩散系数，cm^2/s；K 为波尔兹曼 (Boltzmann) 常数；T 为绝对温度，K；C_c 为库宁汉滑动修正系数；μ 为气体粘滞系数，Pa·s；d 为粉尘粒子的粒径，m。

粉尘粒子的扩散系数随温度增高和粒径的减小而增大。对于粒径较大的尘粒，可以忽略滑动修正量不计，D 与尘粒粒径成反比；对于滑动修正系数较大的细粉尘粒子，D 正比于 d^{-2}。粉尘粒径对扩散系数的影响见表 1。扩散系数越大，扩散越快，粉尘愈易被捕获。

表 1 单位密度球形尘粒在 20℃时有关扩散的性质

尘粒粒径 /μm	迁移率 / (cm/(cs·N))	扩散系数 / (cm^2/s)	平均热运动速度 / (cm/s)
0.00037*	4.6×10^{17}	0.19	4600
0.01	1.3×10^{24}	5.2×10^{-4}	440
0.1	1.7×10^{13}	6.7×10^{-6}	14
1.0	6.8×10^{11}	2.7×10^{-7}	0.44
10	6.0×10^{10}	2.4×10^{-8}	0.014

* 约为一个气体分子的直径。

紊流扩散 在紊流状态下，粉尘正交于主流方向的横向运动。这个横向运动使流体的粉尘微团之间彼此混掺及交换，引起动量交换。这种动量交换比起分子之间的分子交换规模要大得多，可使粉尘粒子保持悬浮分散状态。影响紊流扩散的诸因素可用紊流扩散系数 D' 来表征。其表达式为：

$$D'=A_n/\rho$$

式中 A_n 为粉尘颗粒交换值，其大小一般通过试验来确定；ρ 为含尘气流的密度，kg/m^3。

电力扩散 带电粉尘颗粒悬浮分散于电场空间中的现象。粉尘颗粒保持悬浮状态与电力扩散有关。若尘粒所带的电荷为单极电荷，则每标准立方米含尘气流中粉尘的颗粒数随时间增长而减少；当时间趋于无穷大时，则空气中粉尘颗粒的浓度趋于零。尘粒所带的电荷是双极电荷时，粉尘颗粒浓度与时间的关系不十分明显。

参考书目

严兴忠、刘增恺主编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

（王茂吉）

fenchen lidu fenbu ceding

粉尘粒度分布测定 (measurement of dust particle size distribution) 确定含尘空气中各种不同粒径粉尘的质量或颗粒数占粉尘总质量或总颗粒数百分数的作业过程，又称粉尘分散度测定。用于评价作业场所劳动卫生条件，并是各类除尘器的设计、防尘措施的制定及其防尘效果检验的依据。粉尘粒度分布测定方法很多，多用沉降法测定粉尘粒度的质量分布，多用显微观测法测定颗粒数分布。测定方法原理不同，所得的粒径含义和粒度分布数值不同，因此在给出粉尘粒度分布的同时，应说明采用的测定方法。表 1 给出了测定粉尘粒度分布的主要方法、原理、测定范围、

被测粒径的含义和粒度分布。中国《煤矿安全规程》对粉尘粒度分布测定的时间作了规定。

表 1 粉尘粒度分布主要测定方法

测定方法	原理	测定范围/μm	测定粒径	粒度分布
筛分法	筛	>5	筛分径	质量分布
安德列孙(Andreasen)法	液体介质中沉降速度	1～100	斯托克斯(Stokes)径	
沉降天平法		1～100		
光透过法		0.1～100		
重力沉降法	气体介质中沉降速度	1～100		
离心力沉降法		1～70		
惯性力沉降法		0.3～50		
光学显微镜法	计数	0.5～100	投影径	个数分布
电子显微镜法		0.001～1		
小孔通过(库尔特计数)法	电导	0.5～500	等体积径	个数分布
光散射法	计数	0.2～20	等体积径	个数分布
		0.5～100(自动测定)		质量分布

参考书目

赵全福主编,《煤矿安全手册》(第三篇),煤炭工业出版社,1992。

大野长太郎著,单文昌译,《除尘、收尘理论与实践》,科学技术文献出版社,1982。

中国劳动保护科学技术学会工业防尘专业委员会编,《工业防尘手册》,劳动人事出版社,1989。

上滝具贞著,阮少明、许尚宏、蔡人鸾译,《粉粒体的空气输送》,电子工业出版社,1982。

Π. А. 科乌佐夫,Л. Я. 斯克里亚宾娜著,谭天佑译,《工业粉尘理化性质的测定方法》,化学工业出版社,1988。

(史文安)

fenchen nongdu ceding

粉尘浓度测定 (measurement of dust concentration) 确定单位体积空气中粉尘颗粒数或粉尘质量的作业过程。目的在于评价作业场所劳动卫生条件及对安全生产的影响程度,并为制定和检验防尘措施及其防尘效果、设计除尘器提供依据,是矿井通风管理部门日常工作之一。中国对作业场所允许的极限粉尘浓度及其测量方法作出了具体规定。

粉尘浓度测定包括粉尘数量浓度(单位体积空气中所含粉尘颗粒数)测定和粉尘质量浓度(单位体积空气中所含粉尘质量)测定。粉尘质量浓度测定包括总粉尘(全部浮游粉尘)质量浓度测定和呼吸性粉尘(能被吸入人体肺部并能滞留于肺泡内的细微粉尘)质量浓度测定。

沿革 从1916年研制出科兹(Kotze)检尘计开始粉尘数量浓度的测量以来,直到20世纪60年代以前,世界各国煤矿的粉尘最高允许浓度均采用数量浓度。从1954年英国研制出赫克斯莱特(Hexhiet)采样器时起,才开始进行呼吸性粉尘质量浓度的测量。20世纪70年代前,中国和苏联采用滤膜采样测尘法测量总粉尘质量浓度。20世纪70年代以后,各国逐渐向呼吸性粉尘质量浓度测定过渡;只有石棉粉尘,由于其性质和严重的危害性,仍采用数量浓度测定。

为了测量呼吸性粉尘质量浓度,1952年英国医学委员会(British Medical Reasearch Council,BMRC)提出了呼吸性粉尘采样效能曲线,其在1959年被国际尘肺会议接受的基础上,于1967年获得世界卫生组织的承认,称为BMRC曲线。BMRC曲线实际上是把呼吸性粉尘视为通过理想水平淘析器并模拟肺中粉尘沉积度的粉尘;1961年美国原子能委员会(United State Atomic Energy Commission,USAEC)又提出了另一种呼吸性粉尘采样效能曲线,经1968年美国政府工业医学会议(Americon Confenence of Govermental Industrial Hyqienists,ACGIH)稍加修改后被承认,称为ACGIH曲线(图1)。ACGIH曲线把呼吸性粉尘视为能侵入肺里无纤维部位的粉尘。英、美、法、日等国分别把这2条采样效能曲线中的1条作为本国呼吸性粉尘采样的标准曲线,用于生产呼吸性粉尘采样器和呼吸性粉尘浓度测量仪。中国从1981年起陆续研制出呼吸性粉尘浓度测量仪和呼吸性粉尘采样器(见彩图6)。1988年中国统配煤矿总公司在行业内部提出了总

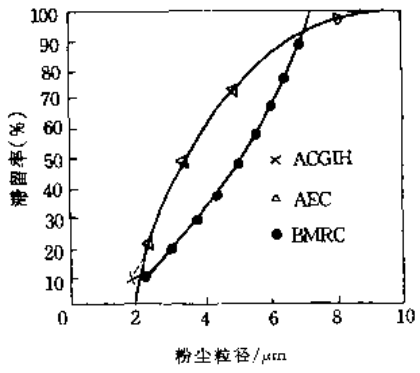


图 1

粉尘质量浓度和呼吸性粉尘质量浓度并用的粉尘卫生管理标准，并于1992年纳入《煤矿安全规程》。

测定装置 （见煤矿粉尘浓度测定仪）

测定方法 数量浓度和质量浓度的测定方法是不相同的。

数量浓度测定 粉尘数量浓度测定主要是用计尘器，热沉降仪或小流量粉尘采样器采集一定体积的含尘空气的粉尘样品在载玻片或滤膜上，经适当处理后（如集尘滤膜经加透明剂呈透明）在显微镜下计测。近年采用根据粉尘对光吸收等原理制成的粒子计数器在作业场所直接测量采集含尘空气粒子数。

质量浓度测定 总粉尘质量浓度是利用总粉尘采样器在作业场所迎风流采集一定体积的含尘空气，根据采样前后滤膜的增量按下式计算得出的：

$$C=\frac{m_2-m_1}{Q\ t}\times 1000$$

式中 C 为粉尘浓度，mg/m³；m_1、m_2 为采样前后滤膜的质量，mg、mg；Q 为采样流量，L/min；t 为采样时间，min。

一些国家利用粉尘对光的吸收和散射、β 射线吸收等物理性质制成了实时粉尘浓度测量仪，可直接在作业场所迎风流测量总粉尘质量浓度。

呼吸性粉尘质量浓度测量使用的仪器是用呼吸性粉尘采样器和呼吸性粉尘浓度测量仪，测量方法与总粉尘质量浓度测量一致。

测量地点 由于风流的影响和粉尘的自由沉降，在排尘巷道的横向和纵向方向，不同地点的粉尘浓度分布是不均匀的。为衡量粉尘对人体影响的程度，测尘地点应选在尘源下风侧粉尘已经均匀扩散的地区的呼吸带（一般工人作业环境距底板1.5m左右的空间位置为呼吸带）。具体测尘地点，随作业场所而定。不同国家规定的测量地点不尽相同。英国规定：采煤工作面粉尘浓度测量地点在机组回风侧5～10m，人风巷和回风巷距工作面70m处；掘进工作面粉尘浓度测量地点在掘进机司机操作位置。德国规定：采煤工作面粉尘浓度测量地点在工作面距回风巷15m，回风巷距工作面20m，运输机转载点前20m处；掘进工作面粉尘浓度测量地点在距风筒出口约10m的回风侧，掘进机司机和工人附近。除尘器净化风流出口约40m的巷道中部。中国规定：采煤工作面粉尘浓度测量地点在采煤机和作业人员回风侧3～5m，回风巷距工作面15m处；掘进工作面粉尘浓度测量地点在机具和作业点回风侧4～5m，掘进机司机和工人活动范围内；锚喷作业和运输机转载点粉尘浓度测量地点在距工人和作业点回风侧10～15m处。煤矿井下其他作业场所和地面作业场所粉尘浓度测量地点也有相应的规定。

测量时间 粉尘浓度随作业时间而变化，测尘时间的确定应能真实反映整个生产循环或某一工序时粉尘污染的本来面貌。用短时间粉尘采样器采样时，对连续产尘的作业点，应在作业开始半小时后进行，此时粉尘浓度比较稳定；对阵发性产尘的作业地点，产尘时间短，应在作业开始的同时进行采样。用长周期粉尘采样器进行采样时，应在作业班开始作业时进行采样，采样在整个工作班进行。

测尘的间隔时间，各国的规定不同。英国1975年规定：采煤工作面和掘进工作面粉尘浓度分别小于5mg/m³和3mg/m³时，每月至少测量1次；采煤工作面和掘进工作面粉尘浓度分别大于5mg/m³和3mg/m³时，每月至少测量3次。德国规定：工作面开掘的第1周内作第1次测量，一般在10个工作日内进行重复测量。中国规定：井下作业地点每月测量2次，地面作业地点每月测量1次。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

（王耀明）

fenchen weisheng biaozhun

粉尘卫生标准 (dust hygiene standard)

根据各种粉尘的化学组成及对人体的危害程度，为使接触粉尘的工人不致产生职业危害而规定的粉尘接触限量。是劳动卫生标准的一种。世界各国均制定有各自的粉尘卫生标准，且采用的粉尘接触限量单位也互不相同。中国及俄罗斯、波兰等东欧国家采用的粉尘接触限量单位是最高容许浓度，即常以质量浓度（单位环境空气中粉尘的质量数）来表示；美国、西欧国家采用的粉尘接触限量单位为阈限值（见劳动卫生标准）。

由于尘肺是煤矿接尘工人重要的职业危害之一，而粉尘中游离二氧化硅的含量又是影响尘肺的重要因素；因此，在制定粉尘卫生标准时，均根据粉尘中游离二氧化硅的含量进行相应的规定，并注明二氧化硅的测定方法（见游离 SiO_2 含量测定）。

中国煤矿现执行的粉尘卫生标准是1992年由能源部颁布的《煤矿安全规程》，其对井下有人工作的地点和人行道的空气中粉尘最高容许浓度作了具体的规定，见表1。

随着对各种粉尘危害性研究的逐步深入，要经常

表 1 中国《煤矿安全规程》中规定的粉尘浓度

粉尘中游离 SiO_2 含量(%)	最高容许浓度/(mg/m³)	
	总粉尘	呼吸性粉尘
<5	20.0	6.0
5～<10	10.0	3.5
10～<25	6.0	2.5
25～<50	4.0	1.5
≥50	2.0	1.0
<10 的水泥粉尘	6.0	

修订粉尘卫生标准。目前，中国已制订的粉尘卫生标准较少，不能满足实际工作的需要，有时要参考国外的粉尘卫生标准。

就粉尘可导致尘肺病而言，由于只有能进入肺内无绒毛区的呼吸性粉尘才能真正起作用，因而目前科学技术较先进的国家都采用呼吸性粉尘浓度作为粉尘卫生标准。目前，中国煤矿虽然也已将呼吸性粉尘最高容许浓度纳入了粉尘卫生标准中，但相应的检测技术和仪器尚未完全过关。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1992。

(付木森)

fenchen xingzhi

粉尘性质 (dust character) 粉尘的物理化学特性。主要包括粒径、粒度分布(见粒度分布)、粘性、流动性、磨损性、爆炸性(见煤尘爆炸)、可燃性(见煤尘爆炸)、荷电性、放射性、吸湿性、扩散性(见粉尘扩散性)、光学特性和化学组分等。粉尘粒子除常见的球形、棱形、叶片形、纤维形外，还有凝聚体等多种形状。

各煤田的地质构造、煤层赋存状况、煤的结构及组分，以及开采方式等是不相同的，因而开采中煤、岩被破碎而产生的粉尘所具有的理化性质也各异，给作业人员身体健康及矿井安全生产带来的损害及威胁也有程度不同的差别。了解和掌握煤矿粉尘的性质是研究各种高效尘害治理措施和设备必不可少的前提条件。粉尘性质可通过试验测出。

粒径 表征粉尘粒子大小的指标。根据物理性质和测量方法的不同，有筛分径、投影径、几何当量径和物理当量径之分(表 1)。同一粉尘粒子按不同的定义和测量方法测得的粒径在数值上是不同的。

表 1 粉尘粒子粒径的定义

类别	符号	名称	定义	公式
筛分径	d_A	筛分直径	粉尘粒子可以通过的最小方孔筛的宽度	
投影径	d_M	Martin 直径	将粉尘粒子的投影面积二等分的直线长度，取向一定	
	d_F	Feret 直径	与粉尘粒子投影外形相切的一对平行线之间的距离，取向一定	
	d_l	长轴直径	不考虑方向的最长径	
	d_w	短轴直径	不考虑方向的最短径	
几何当量径	d_P	某投影面积直径	与粉尘粒子投影面积相等的圆面积的直径	$d_P=2\sqrt{\frac{A}{\pi}}$
	d_V	某体积直径	与粉尘粒子体积相等的圆球的直径	$d_V=\sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}}$
	d_S	某表面积直径	与粉尘粒子表面积相等的圆球的直径	$d_S=\sqrt{\frac{S}{\pi}}$
	d_{SV}	面积体积直径	与粉尘粒子具有相同的外表面积和体积比的圆球的直径	$d_{SV}=\frac{d_V^3}{d_S^2}$
	d_L	周长直径	与粉尘粒子投影外形周长相等的圆的直径	$d_L=\frac{L}{\pi}$

续表

类别	符号	名称	定义	公式
物理当量径	d_d	阻力直径	在粘度相同的流体中，在速度相同的情况下与粉尘粒子具有相同阻力的圆球的直径	$F_D=C_DA_1\rho_g\frac{u^2}{2}$ 式中 $C_DA=f\ (d_d)$
	d_f	自由沉降直径	在密度和粘度相同流体中，在粉尘粒子密度相同的条件下与粉尘粒子具有相同沉降速度的球体直径	
	d_a	空气动力直径	在静止空气中，同粉尘粒子的沉降速度相同的密度为 1g/cm³ 的圆球的直径	
	d_{stk}	Stokes 直径	层流区（雷诺数 Re<0.2）内的空气动力直径	$d_{stk}=\left[\frac{18\mu_g u}{(\rho_P-\rho_g)\ g}\right]^{\frac{1}{2}}$ $d_{stk}=d_V^3/d_d$
备注	式中 A 为尘粒投影面积；V 为尘粒的体积；S 为尘粒的外表面积；d_V 为尘粒的体积直径；d_S 为尘粒的表面积直径；ρ_P 为尘粒密度；ρ_g 为气体密度；μ_g 为空气动力粘性系数；F_D 为尘粒所受到的阻力；A_1 为垂直于气流方向的尘粒断面积；u 为气体流速；C_D 为阻力系数			

粉尘中包含各种不同形状的大小粒子，要将这些粒子的大小准确测量和表示出来是非常困难的，一般用平均粒径定量表示粉尘中所有粒子的大小。平均粒径表示方法很多，应用最多的是中位径（粒度分布（质量分布或计数分布）积累值为 50%对应的粒径）。中位径的概念表明，大于质量中位径 d_{m50}和小于该粒径的粉尘质量相等；或大于计数中位径 d_{n50}与小于该粒径的粉尘粒子数相等。在粉体工学中，中位径是判断粉尘粗细程度的指标；在粉尘分级和通风除尘中，中位径又称分割直径或切割直径，是各类分级装置和除尘器设计的基本参数。

吸湿性 粉尘粒子能否与液体相互附着和附着难易的性质，亦称浸润性、润湿性等。其强弱主要取决于粒径、产生条件、温度、自然含水率，表面形状及荷电性等因素，同时同液体的表面张力、尘粒与雾粒的相对运动速度及尘粒与液体之间的粘附力等因素有关。根据粉尘吸湿性的强弱不同，将粉尘分为亲水性粉尘（易吸湿的粉尘）和疏水性粉尘（不易吸湿的粉尘）2 大类。煤矿中的岩尘一般为亲水性粉尘，煤尘为疏水性粉尘。粉尘的吸湿性随环境气压的增高而增强、随温度上升而减弱、随液体表面张力减小而增高、随同雾粒的相对运动速度的增大而增强。粉尘吸湿性是煤矿各种湿式防尘措施和各种类型湿式除尘设备设计与造型的依据（见喷雾降尘、泡沫降尘、矿用除尘器）。

粉尘吸收水分后，其相对湿度加大，尘粒间的凝聚力、粘附力也随之增加，但其流动性和荷电性等减小。

荷电性 粉尘在产生和运动过程中带电的难易程度及带电量的大小。是粉尘粒子的重要电气特性之一。自然界中，几乎所有的粉尘粒子都带有一定程度的电荷。粉尘粒子带电的原因有摩擦、相互碰撞、放射线照射、电晕放电及接触带电体等。非金属性尘粒和酸性氧化物尘粒带正电荷，金属性尘粒和碱性氧化物尘粒带负电荷。煤矿中带正电荷的尘粒和带负电荷的尘粒同时存在。荷电量取决于粉尘的粒径和组分，同时受温度和湿度的影响，温度升高则荷电量增加、湿度增大则荷电量减小。在干燥的空气中，粉尘表面的最大电荷量约为 2.7×10^{-9}C/cm²。荷电性对粉尘的自然沉降有一定的影响，粉尘带极性相同的电荷则相互排斥，不易凝并；反之则相互吸引而加速沉降。荷电性广泛用于电除尘（电收尘）技术中，对防止尘害和回收有价值的工业粉尘有积极意义。在肺病的发病机理研究中，提出了荷电性对致病的影响作用。

早在公元前 600 年，希腊人就发现了摩擦后的琥珀吸引细粒子的现象。1904 年迪昂（Dion）在专利中提出粒子因电流作用而沉淀的事实。20 世纪 50 年代初，康克和韩森（Kunkel & Hansen）、达德（Dodd）等人用何柏和拉比（Hopper & Laby）提出的方法对粉尘荷电的统计学进行过试验研究。

光学特性 分散介质中悬浮粉尘对光传播的影响，包括对光的反射、散射、吸收和透光程度等。不同粉尘有不同光学特性。粉尘的光学特性是测尘技术中测量粉尘浓度和粒度分布的理论基础。

化学组分 构成粉尘的化学物质。化学组分有的是以单质形式存在，有的是以化合物形式存在。从粉尘

对人体健康危害角度剖析，粉尘的化学组分主要是指粉尘中是否含有游离二氧化硅和铅、砷、汞等有毒物质及铀、钍等放射性物质。从煤尘爆炸角度分析，粉尘的化学组分主要是指粉尘中的挥发分含量，煤尘中可燃挥发分含量大于10%时，一般具有爆炸危险性，中国90%以上的煤矿的煤尘具有爆炸危险性。国内外尘肺标本的分析化验、动物实验及生产现场的尘肺流行病学调查证明，吸入粉尘中的游离二氧化硅含量越多，引起肺纤维化病变的程度就越严重，尘肺发病率也愈高；二氧化硅是煤矿粉尘中危害最严重的化学组分。国外对尘肺病人的肺标本进行分析时，还发现有的标本中有铅、砷、汞等有毒物质及铀、钍、钴等放射性物质、这些微量元素的存在量虽然很低，但能加快对人体肺部组织的损害（见煤工尘肺）。

表2　不同岩石的游离二氧化硅含量

分类	岩石名称	游离二氧化硅含量（%）
火成岩	花岗岩	25.0～65.0
	云英岩	35.0～75.0
	伟晶花岗岩	21.5～40.0
	石英斑岩	26.0～52.0
	石英闪长岩	20.0～47.0
	花岗闪长岩	14.0～24.0
	长英岩	20.0～35.0
	石英正长岩	14.0～21.0
	辉长岩	5.0～8.0
	绿辉岩	2.0～3.0
	辉岩	1.0～2.0
变质岩	石英岩	57.0～92.0
	碧玉铁质岩	45.0～70.0
	片麻岩	27.0～64.0
	角闪岩	12.0～36.0
	夕卡岩（斯卡隆）	30.0～50.0
	云母片岩	25.0～50.0
沉积岩	砂岩	33.0～76.0
	砂质石灰岩	15.0～37.0
	石灰岩	0.2～8.0
	铝土矿石	0.5～1.0
	粘土岩	3.0～7.0

煤矿粉尘的化学组分与形成它的原煤、岩体的化学组分是基本一致的，只是其中有些挥发性、蒸发性的成分有些减少，而有些组成成分的比例相对有所增加，但其减少或增加的变动范围一般在0.7～1.3倍之间。中国抚顺矿务局做的分析测定表明，空气中岩尘和煤尘的游离二氧化硅含量普遍比形成它的原煤、岩体中的游离二氧化硅含量低20%～30%左右。中国煤矿岩巷掘进工作面的粉尘游离二氧化硅的含量一般为14%～80%，多数为30%～50%；多数采煤工作面粉尘中游离二氧化硅的含量在5%以下，只有少数煤质差的煤矿的采煤工作面的粉尘游离二氧化硅含量在5%以上。不同岩石的游离二氧化硅含量见表2。

参考书目

陈绍义主编，《煤矿尘肺》，煤炭工业出版社，1984。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

严兴忠、刘增恺主编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

H. J. 怀特著，王成汉译，《工业电收尘》，冶金工业出版社，1984。

〔英〕T. 艾伦著，喇华璞等译，《颗粒大小测定》（第三版），中国建筑工业出版社，1984。

中国劳动保护科学技术学会工业防尘专业委员会，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

〔日〕上滝具贞著，阮少明等译，《粉粒体的空气输送》，电力工业出版社，1982。

马广大等，《大气污染控制工程》，中国环境科学出版社，1985。

谭天佑等，《工业通风除尘技术》，中国建筑出版社，1984。

（王茂吉　史文安　陈治中）

fengdian jiawan (wasi) bisuo zhuangzhi

风电甲烷（瓦斯）闭锁装置　(fan-stoppage methane-monitor breaker)　当掘进工作面的局部通风机停止运转或巷道内甲烷浓度超过规定值时，能立即自动切断该供风巷道中的一切电源，并只有在局部通风机恢复运转和甲烷浓度低于规定值时，只有通过人工送电才能恢复对供风巷道的电气设备供电的安全装置。用以防止电气设备引起瓦斯爆炸事故。适用于瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井和煤与瓦斯突出矿井的掘进工作面。为中国煤矿特有的一种安全装备。于20世纪80年代初由中国发明，目前在中国煤矿中有着广泛的应用。由主机、甲烷传感器、风速开关及报警器等构成，正在向单片微机控制、高低浓度组合甲烷传感器方向发展。中国《煤矿安全规程》对风电甲烷闭锁装置的使用条件作了具体的规定。

布置方式及工作过程　装置在巷道中的布置方式如图1所示。

工作时，3台由主机供电的甲烷传感器检测自身

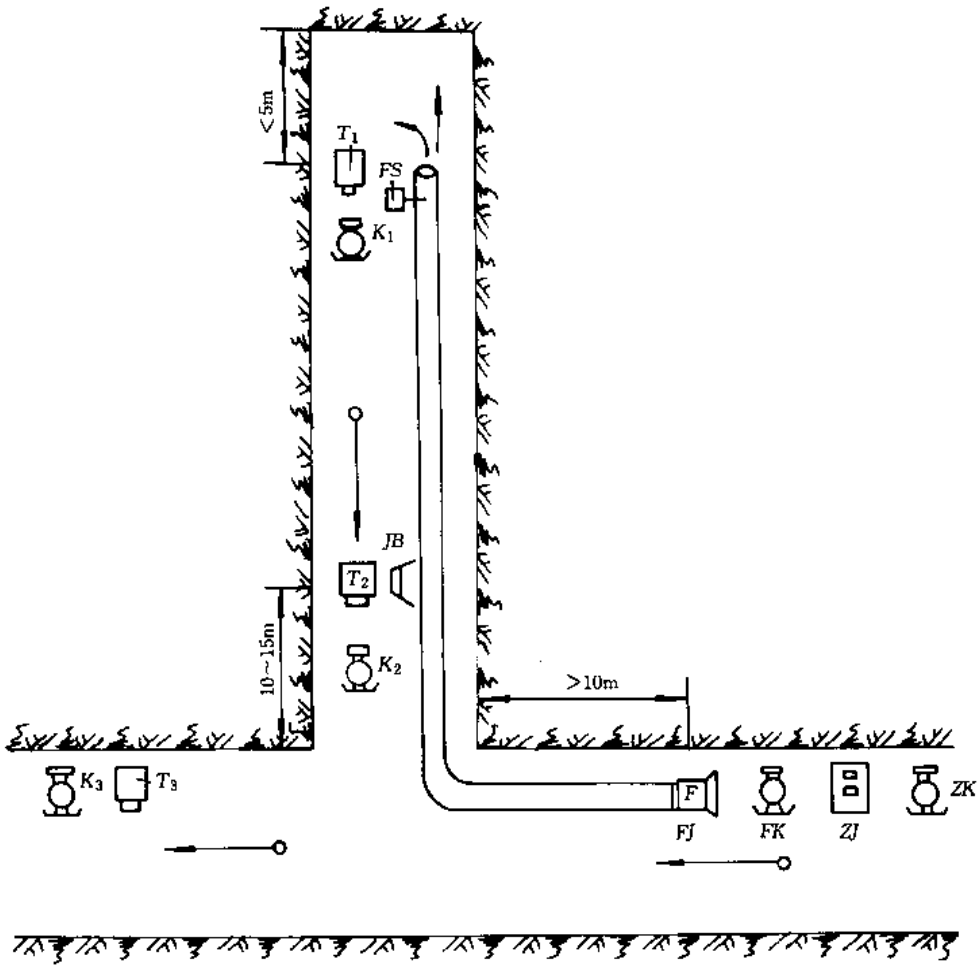


图 1　风电甲烷闭锁装置布置图

ZJ—主机；*FJ*—局部通风机；*FS*—风速开关；*JB*—警报器；T_1—工作面甲烷传感器；T_2—掘进巷道甲烷传感器；T_3—回风巷道甲烷传感器；*ZK*、*FK*、K_1、K_2、K_3—主机、局部通风机、工作面、掘进巷道、回风巷道处的磁力开关

周围的甲烷浓度，并将甲烷浓度转为相对应的电信号传至主机，主机在接收到来自甲烷传感器的反应甲烷浓度的电信号后，经处理，按功能要求或解除各个磁力开关的闭锁使其可人工启动，或断开各个磁力开关并予以闭锁不许启动，或发出声光报警信号。主机的控制功能有：①在工作面或掘进巷道风流中的甲烷浓度超过 1.5%时，切断工作面及掘进巷道内的动力电源并闭锁；②回风巷道中有串联通风工作面、风流中甲烷浓度达到 0.5%时，切断串联通风区域内的动力电源并闭锁；③排除掘进工作面积聚的甲烷时，当掘进巷道回风流与全风压风流混合处的甲烷浓度达到 1.5%时，切断回风巷道内的动力电源并闭锁；④局部通风机停风或风筒中风速过低时，切断工作面和掘进巷道内的动力电源并闭锁；⑤局部通风机启动送风前、工作面和掘进巷道内甲烷浓度达到 3%时，闭锁局部通风机电源；⑥在甲烷传感器出现故障或断电时，切断传感器监视区域内的动力电源并闭锁；⑦主机停电时，切断整个监视区域的动力电源并闭锁；⑧在主机通电一分钟以内，继续闭锁整个监视区域的动力电源；⑨在实现了④～⑧项功能，通风状态恢复正常或故障设备恢复正常并达到稳定运行后，自动解除对动力电源的闭锁。

基本参数　①主机的模拟量输入通道数大于等于 3，开关量输入通道数大于等于 2；控制继电器通断能力为 AC60V、5A，DC24V、5A；交流电源电压为 AC50Hz、660V 或 380V 或 127V；输出本安直流电压为 24、18、15、12V 任选。②甲烷传感器的测量范围

为：低浓度，0～4%CH_4；高浓度，0～40%CH_4或0～99%CH_4。③风速开关的动作点小于等于6m/s。④信号传输距离及本安供电距离均不小于1km。⑤工作环境为：温度，0～40℃；相对湿度，小于等于98%；大气压力，85～110kPa；有甲烷及煤尘爆炸危险。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（李恩超）

fengliang tiaojie

风量调节 （air quantity regulation） 为了满足采掘工作面和硐室所需风量，对矿井总风量或局部风量进行的调节工作。由于煤矿井下工作地点和任务等经常发生变化，为了保证安全生产和提高经济效益，需要随时对矿井风量进行调节。风量调节是通风管理部门的一项经常性工作。风量调节按调节范围不同分为局部风量调节和矿井总风量调节2种；按调节目的不同分为减风调节和增风调节。

矿井总风量调节 通过改变矿井主要通风机的能力或工作风阻来实现风量调节的方法。有减风调节和增风调节2种。

减风调节 当主要通风机的能力过大、矿井实际供风量过大时，为了减少主要通风机电耗和避免井巷中风速超限，需要进行减风调节。减风调节通常发生在矿井投产初期和矿井收缩（或减产）期，其途径是改变主要通风机的工作风阻或降低主要通风机能力。

改变主要通风机的工作风阻 一般采用下放闸门的方法。在抽出式通风矿井，当风硐内安装有闸门时，可通过下放闸门，达到减风的目的。如图1所示，当闸门风阻由R_s增至R'_s、井巷风阻R_m不变时，风机的工作风阻则由R增至R'，此时风机的工况点由M变为M'，风量即由Q降至Q'。此法简便易行，应用比较普遍。采用这种调节方法时，闸门所附加的阻力将增加风流能量损失。

降低主要通风机能力 包括降低风机转速、减小轴流式风机叶片安装角、拆除轴流式风机一段动轮或部分叶片、改变前导器叶片角度等措施。

（1）降低风机转速。对于同一台风机，当工作风阻不变时，风量与转速的1次方成正比、轴功率与转速的3次方成正比，可通过降低风机转速的方法达到减风节电的目的。如图2所示，把风机转速由n_1减至n_3，风机风压曲线即由Ⅰ$_n$变为Ⅱ$_n$，工况点由M_{n1}变为M_{n3}。这种方法是减风节电最理想的调节方法。适用于任何类型风机。降低风机转速的方法有：①更换电机。用低转速、小功率电机驱动风机；②采用双速电机；③采用液力偶合器无级调速，其调速范围为0.25～0.98，本身有能量损失，适用于长期调节；④采用可控硅串级调速。此法适用于绕线式异步电机调速，其总效率高，但功率因数将降低；⑤采用齿轮减速器调速；⑥改变传动比调速。

（2）减小叶片（动叶）安装角。轴流式风机能力和

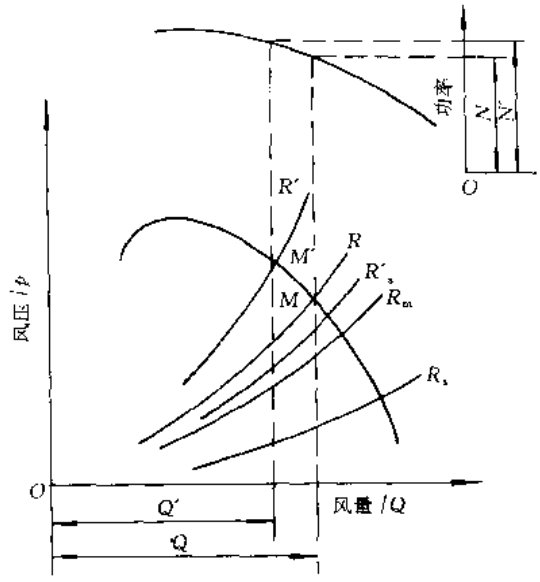


图1 变阻法调节风机工况

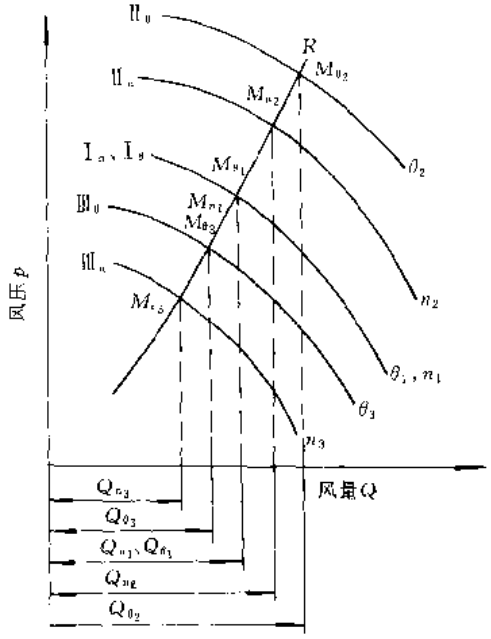


图2 改变风机性能调节工况

能耗，随叶片安装角的增减而增减。风机能力过大、供风过多时，可通过减小叶片安装角来达到减风节电的目的。如图 2 所示，将叶片安装角由 θ_1 降至 θ_3 后，工况点即相应地由 M_{θ_1} 降低 M_{θ_3}，风量则由 Q_{θ_1} 减至 Q_{θ_3}。

(3) 拆除一段动轮或部分叶片。适用于轴流式风机。拆除一段动轮的方法将使风机效率大大降低，还会影响风机轴的动平衡和风机寿命，在改为一段运行前，应做动平衡测定。拆除部分叶片的方法有间隔一个叶片拆除一个叶片和保留两个叶片拆除一个叶片 2 种。在两级动轮上按规律（隔一去一，或隔二去一）拆除相同数量的叶片，让风机在两级下运转比拆除一段动轮、保持另一个动轮全叶片运转的效果好。

(4)改变前导器叶片角度。适用于进风口处安设有前导器的 G_4-73 等大型离心式风机。前导器叶片角度改变的实质是改变进入风机的风流方向，使风机性能曲线发生变化。可通过操纵前导器手柄实现。在相同减风效果的前提下，前导器调节法比下放闸门调节法更节电。

增风调节 适用于产量或瓦斯涌出量增大，矿井需风量增多的条件下。增加矿井总风量的途径是减少风机的工作风阻或提高风机能力。减少风机的工作风阻是指降低矿井通风系统阻力，其技术措施有实施并联通风、缩短风路、扩大巷道断面等，其调风效果好，但投资多、施工时间长，适用于高阻力、需大幅度调风的矿井。提高风机能力的技术措施有增大轴流式风机叶片安装角、增加风机的转速等。如图 2 所示，在矿井风阻不变的前提下，叶片安装角由 θ_1 增至 θ_2 或风机转速由 n_1 增至 n_2 都可达到增风的目的。提高风机能力法比减阻法简便易行，较多采用。有些生产矿井综合采用上述 2 类方法增风，效果更明显。

局部风量调节 包括采区内部工作面之间、采区之间、两翼以及各水平之间的风量调节。调节方法有增阻法、降阻法、增压法 3 种。

增阻法 这种方法在降低了增阻分支的风量的同时，实际上可增大其并联旁侧分支的风量。增阻的方法是在巷道中安设调节风窗。风窗的面积可以根据需要调节。增阻调节法简便易行，是经常使用的调节手段，但它使总风量减少，用于增风时，有时不能达到增风的预期目的。

降阻法 这种方法在增加了降低风阻分支的风量的同时，实际上也减少了其并联旁侧风支的风量。降低风阻的方法是减少巷道的摩擦风阻和局部风阻，或扩大巷道断面，或开掘并联风路。该方法可使总风量增加，能达到增风的预期目的，一般在矿井通风阻力偏大，老矿挖潜，进行通风系统改造时选用。

增压法 在风量不足的分支中安设辅助通风机，增加该分支的风压以增加风量的方法。由于辅助通风机的安设增加了通风管理的复杂性、降低了通风系统的安全性，作为风量调节措施世界各国都是限制采用的；中国《煤矿安全规程》对辅助通风机的安装和使用作了严格的规定。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第一篇)，煤炭工业出版社，1990。

吴中立主编，《煤矿通风与安全》，中国矿业大学出版社，1992。

方裕璋等编著，《矿井通风系统技术改造》，煤炭工业出版社，1994。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

（叶汝陵　吴中立）

fengsu chuangganqi

风速传感器 (air velocity transducer) 将风速变量转换成与之相对应的输出信号的装置。常与煤矿环境监测系统配套使用，用于及时了解矿井通风状态、分析判断井下爆炸性和有害气体浓度变化的原因。有用于测量点风速和测量平均风速 2 类。测量点风速的传感器有电子叶轮式、热效式、超声波旋涡式几种；测量平均风速的传感器主要是超声时差式，超声时差式传感器还可用于测量点风速。电子叶轮式和热效式风速传感器于 20 世纪 70 年代初开始被大量用于煤矿环境监测中；超声波旋涡式风速传感器于 20 世纪 70 年代末由美国 J－Tec 公司首先研制成功，并被用于煤矿井下，由于其不存在转动部件，不受矿井粉尘和湿度影响，在煤矿中推广很快，目前煤矿主要使用超声波旋涡式风速传感器。中国首台超声波旋涡式风速传感器于 1984 年由煤炭科学研究院抚顺研究所研制成功，型号为 FC－1 型。世界各国生产有多种风速传感器，典型的几种传感器的技术性能见表 1 。

电子叶轮式风速传感器 利用转动叶轮感受风速，通过光电式或磁敏式计数传感器记录单位时间内的转速（转数与风速成正比）来测定风速的传感器。由于连续旋转及矿井高湿、煤尘等恶劣条件影响，这种传感器须频繁维护和校准。用于测量点风速。

热效式风速传感器 根据风流带走发热元件的热量同风速成一定比例关系的原理而设计的传感器。常用发热元件有热线、热敏电阻 2 种，其结构有 2 种，一种是用发热元件直接感受风速，另一种是利用皮托管感受风流造成的全压和静压差，再用热效方法进行检

测，其可减少粉尘对发热元件的污染。用于测量点风速。

表 1　几种典型的风速传感器的主要技术性能

型　号	原　理	测量范围/(m/s)	精　度	生产国
FC－1	超声波旋涡式	0.4～15	±(0.1＋2%示值)	中国
FS－C_1	超声时差式	1～15(管道平均风速)	≤3%	中国
VA216	超声波旋涡式	0.3～15	±2%	美国
AS－1	超声时差式	0～10	≤5%	波兰
Ventor3U	皮托管－热效式	0.15～0.75 0.5～2.5 1.5～7.5	±2%	德国
BA2	电子叶轮式	0～10		英国

超声波旋涡式风速传感器　根据流体力学中的，在无限界流场中垂直插入一根非流线型阻力体时其下流会产生两列内旋的互相交替的旋涡（即卡曼涡街），且旋涡的频率与流速成正比的原理，利用超声波束穿过空气时会被旋涡调制的特性，通过测定旋涡频率来确定风速大小的传感器。典型的超声波旋涡风速传感器结构如图 1 所示。这种传感器结构简单，无运动部件，寿命长；输出信号稳定，不受换能器灵敏度变化及流体特性（温度、湿度、压力、粘度、成分、密度、粉尘）的影响。用于测量点风速。

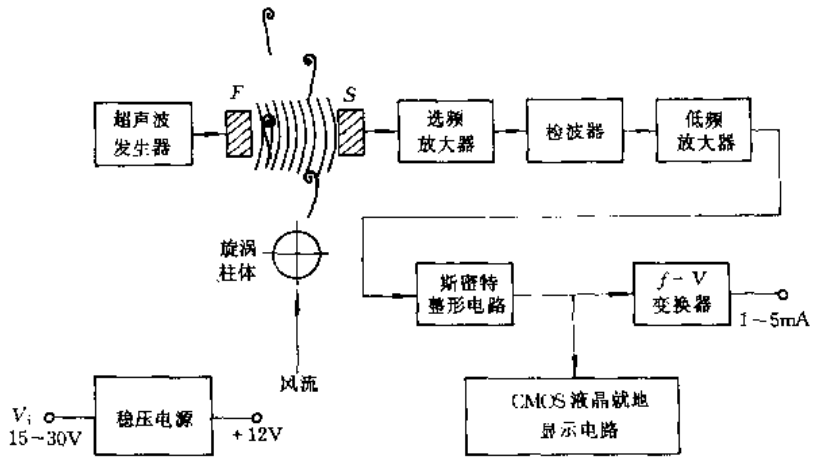


图 1　超声波旋涡风速传感器方框图

超声时差式风速传感器　根据超声波在风流中顺流和逆流传播时存在速度之差的特性来检测风流速度的传感器。用于测量平均风速时，将 2 组超声波换能器

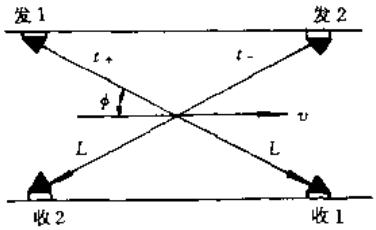


图 2　超声时差式风速传感器超声换能器布置图

按图 2 所示布置，此时超声波在风速作用下顺风和逆风传播的时间分别为：

$$t_+=\frac{L}{C+v\cdot\cos\phi}$$

$$t_-=\frac{L}{C-v\cdot\cos\phi}$$

风速与超声波传播时间差的关系为：

$$v=\frac{L}{2\cos\phi}\cdot\left(\frac{1}{t_+}-\frac{1}{t_-}\right)$$

式中 L 为超声波传播距离，m；C 为超声波传播速度，m/s；ϕ 为超声波传播方向与风流方向的夹角，°；t_+、t_- 为超声波顺风和逆风传播时的传播时间，s、s；v 为风流平均速度，m/s。

由于 L 和 ϕ 为定值，测出 t_+ 和 t_- 即可计算出风流速度。如果将 2 组超声波换能器布置在一圆筒内，则可用来测量点风速。

由于这种传感器没有任何阻力体占据通风断面，因此其能反映出通风的真实情况。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（林　野）

fengsuji

风速计　(anemometer)

测量单位时间内空气流动距离的仪表。又称风速表、风表。用于矿山通风、空气调节、劳动卫生、气象等方面。根据风速计的结构原理，将其分为机械式、热效式、电子叶轮式和超声波式几种类型。是煤矿通风安全管理工作中使用最普遍的仪表之一。见彩图 7。

机械式风速表　全部采用机械结构的风速计。多

用于测量平均风流速度，也可用于点风速测定，重复性好、使用及携带方便。其风力感受部件的形状分为叶片式和风杯式2种。根据测量范围不同将其分为高速风表、中速风表和低（微）速风表3种。高速风表测量范围为0.8～25m/s，起动风速不大于0.6m/s；中速风表测量范围为0.5～10m/s，起动风速不大于0.4m/s；低（微）速风表测量范围为0.3～5m/s，起动风速不大于0.2m/s。高速风表的结构形状为风杯式，中速、低速风表的结构形状为叶片式。

通常风表的指示风速并不是实际风速，在测得风表指示风速后，应按风表的校正曲线查得实际风速或通过根据风表校正曲线拟合的计算公式计算得出实际风速。风表校正曲线通过风表校准装置（见风速计校准）对风表的校准而得到的。风表应按规定的计量周期定期进行校正；风表在更换或维修零件后，必须重新进行校准。

机械式风速计非线性误差应符合如表1所示的规定值。

表1 机械式风速计非线性误差规定值

风速测量范围 /（m/s）	非线性误差的绝对值 /（m/s）
0.2～5.0	≤0.10
5.0～10.0	≤0.15
>10.0	≤0.20

叶片式风速表 煤矿中用于测量井巷平均风流速度最普遍的一种风速计，由叶轮部分、计数部分和外壳3部分组成。叶轮部分是风速表的风力感受部分，它在风流的作用下转动并带动计数机构。叶轮由8个硬质铝合金叶片、风轮齿轴、风翅及前后防尘罩组成，8个叶片与旋转轴的垂直平面安装有一定的角度。计数部分是风表的机芯，它有一套修正摆线齿形的齿轮传动机构，并有指针、回零装置。外壳部分由底座、提环、机芯外壳、三叉支承架及宝石轴承、开关板闸等组成。

叶轮在风流的推动下转动，经过减速后带动风速表指针转动并在刻度盘上指示出格数，测量前后指针指示格数之差即为被测风流的指示风速。

目前中国生产和使用的叶轮式风速表有：DFA－2型、DFA－3型、DFA－4型、AFC－121型、EM9型。

杯式风速表 主要用于气象部门测大气风流速度，煤矿和其它行业也用来测平均风速，测量范围1～30m/s，起动风速不大于0.8m/s。由风向仪、风速表（主体和风杯）、手柄3部分组成。3部分通过螺纹连接在一起。

风杯是风速表的风力感受部分，当风流流经风杯时，风杯在风力的作用下转动，转速的快慢与风流速度的大小有一固定关系。测量风速时，将风速表置于被测风流中，压下启动杆，启动杆推动启动板，通过时间控制盘、擒纵调速器、时间齿轴等记时装置开始工作；同时风杯转动通过蜗杆、蜗轮、齿轮等传动装置带动指针转动。测量1min后，由于时间控制盘的作用，记时装置停止工作，与风杯转轴啮合的齿轮脱开，指针便停止转动，这时指针在风速表刻度盘上所指示的数字即为被测风速的指示值。

目前中国生产使用的杯式风速表为DEM6型三杯式高速风表。

热效式风速计 中国目前生产的主要是热球式风速计，用于测量瞬时风速，由热球式测头和测量计数仪表2部分组成。按风速测量范围分为0.05～5m/s、0.05～10m/s、0.05～15m/s、0.05～30m/s几种类型。热球式风速计在环境温度－10～40℃、相对湿度不大于85%的环境中使用。在测量0.05～2m/s风速时，测量误差不大于被测值的10%；在测量2～30m/s风速时，测量误差不大于被测值的5%。

热球式测头由测杆和测头2部分组成，测杆安装测头的一端是一个空心套管，测风速时将测头从空心套管中拉出来，测头上的小红点正对风流，其迎风偏角为±15°，不作测定时将测头压入空芯套管。测头的头部有一直径约0.8mm的玻璃球，球内绕有加热玻璃球用的镍铬丝线圈和2个串联的热电偶，热电偶的冷端连接在磷铜质的支柱上，直接暴露在风流中。当一定大小的电流通过加热线圈后，玻璃球的温度升高，升高的程度和风流的速度有关，风速小时升高的程度大，反之升高的程度小；玻璃球温度升高的程度通过热电偶产生相应的热电势来显示出来。热电偶产生的热电势要么驱动电表在表盘上直接指示出相应的实际风速值；要么经过模数转换、放大、稳压在直读式显式器直接显示出相应的实际风速值。中国生产的主要热效式风速计的型号见表2。

表2 中国产热效式风速计技术性能

型 号	数显方式	档 数	测量范围 /（m/s）
QDF－2A型	刻度式	1	0.05～10
QDF－2B型	刻度式	1	0.05～5
QDF－3型	刻度式	1	0.05～30
TSM－1A型	直读式	1	0.05～15

电子叶轮式风速计 风速受感元件采用机械结构，计数部分采用非电量的电测法来测量风流速度的风速计。电子叶轮式风速计由叶轮式风力感受部分和数据处理显示器组成。叶轮部分包括叶轮和光电变换器；数据处理显示器包括光电转换电路、整形电路、分频电路、逻辑控制电路、时间基准电路、数据处理显示装置及电源部分。属于本质安全型，防爆型式为 ib Ⅰ，广泛用于煤矿、金属矿及其它需要监测风速的行业。其特点是读数和携带方便、易于实现遥测。

叶轮在风流的作用下旋转，转速与风速成正比。光电转换元件选用红外发光二极管和光敏三极管，分别安装在叶轮转轴的两边，叶轮转动时，轴的光电测量段同步转动，当测量段的槽子与发光二极管、光敏三极管处在同一直线上时，光敏三极管接收到发光二极管的光线，产生与转数相对应的光电流脉冲；光电流脉冲经整形电路整形后输入分频器，由开关电路进入数字显示器，显示 1min 内的平均风速。电源部分多数用于电池，部分采用可充电的镉镍密封电池。

电子叶轮式风速计在环境温度 0～40℃、相对湿度不大于 95%、大气压力 81～107kPa 的环境中使用。目前中国生产的电子叶轮式风速计的技术性能见表 3。

表 3 中国产电子叶轮式风速计技术性能

型 号	测量范围 /（m/s）	起动风速 /（m/s）	基本误差 /（m/s）	数显方式
MSF－1	0.3～12	不大于 0.3	$0.2+0.01v_{实}$	直读式
YSF－1	0.3～3 0.3～27	不大于 0.3	±5%满量程 ±3%满量程	直读式
KDF9002	0.5～10	0.4	$\pm(0.2+0.01v_{实})$	直读式
XSF－1	0.5～10	0.4	$<0.2+0.01v_{实}$	直读式

超声波风速计 利用超声波技术通过测量气流的卡曼涡街频率来测定风速的仪器（见风速传感器）。用于矿井中测量井巷风速。属于本质安全型，防爆型式为 ib Ⅰ。它的特点是：①结构简单，无运动部件，寿命长；②以压电陶瓷元件作敏感元件，变送器输出与风速成正比例的脉冲频率信号，原理上没有零点漂移，性能稳定；③变送器不受流体的影响，精度高；④风速测量范围大；⑤维修方便。

超声波风速计是在美国 20 世纪 70 年代研制的超声波传感器的基础上于 20 世纪 80 年代初开发出的产品。中国的超声波风速计于 1988 年由煤炭科学研究总院抚顺分院研制成功。常见的超声波风速计的型号、规格见表 4。

表 4 常见的超声波风速计技术性能

型号	测量范围 /（m/s）	准确度	显示方式	外形尺寸 /mm	质量 /kg	国别
FB1	0.4～15	±1%F·S	3位液晶数字	450×260	0.5	中国
VP100	0.35～18	±1%F·S	4位液晶数字	450×254	0.5	美国

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（胡宗雄）

fengsuji jiaozhun

风速计校准 （calibration of anemometer）

以准确测定风速为目的，利用风洞装置对风速计进行检验调整，使风速计示值与实际风速值相符合或者确定风速计示值与实际风速值间关系的过程。是根据风速仪表检定规程的规定，每间隔一定时间通过特定的风速仪表检定装置要进行的工作；也是煤矿通风管理工作中经常要进行的一项工作。

风速仪表检定装置由风洞和检测仪表组成。风洞有闭口直路式、闭口单回流式和开式 3 种。目前使用最普遍的是由闭口直路式风洞和检测仪表组成的风速仪表检定装置；该装置的风洞有 2 个工作段，气流由风洞的集风口流入洞体内，在工作段形成速度分布均匀、稳定和可控制的风速场。进行高、中速风速计校准时，风表和检测流场实际风速的仪表（一般采用皮托管、精密压差计配合测量、计算）分别安装在工作段风速均匀区的不同位置；检定低速风表时，风表安装在低风速工作段，检测仪表安装在高风速工作段。在被检风速计的风速测量范围内，一般均匀布置 6 至 7 个风速测点，用递增法调节风速。根据每一测点的风速计示值和流场实际风速值，以风速计示值为自变量 x、流场实际风速为因变量 y，利用最小二乘法即可计算出反映风速计示值与流场实际风速值间关系的曲线，通常表示为 $y=ax+b$，亦可绘制在直角坐标系上。使用时根据风速计示值通过计算曲线函数式或查对同曲线函数式相对应的曲线图（校正曲线）即可得到要测定的实际风速值。

闭口直路式风洞 风速仪表量值传递的标准风

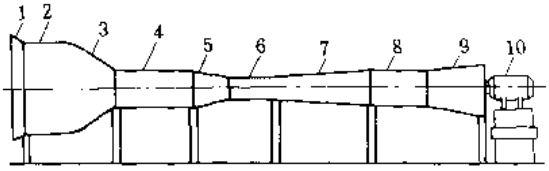


图 1 闭口直路式风洞示意图

1—集风口；2—稳定段；3—第一收缩段；4—第一工作段；5—第二收缩段；6—第二工作段；8—动力段（风机）；7、9—扩压段；10—电动机

洞。见彩图 8。结构如图 1 所示，由集风口、稳定段、工作段、收缩段、扩压段、动力段、自由扩压段、电动机等构成。稳定段内设蜂窝器、阻尼网，用以使流入风洞内的气流沿轴向流动并消除流动中的旋涡和脉动，达到稳定、加速；收缩段使气流，尤其是四周的气流速度加快，使流入工作段的气流速度在任一横截面上分布均匀，并满足所需的风速；扩压段以一定的扩散角逐渐扩大，把高速气流变成低速气流，降低能量损失；动力段由风机、电机组成，用于控制和调节流经工作段的气流速度。其特点是气流流经工作段时不产生温升，气体密度保持不变，流场流速均匀、稳定，准确度高，结构紧凑，操作方便。

闭口单回流式风洞 亦称环形风洞。其特点是封闭式，气流在风洞内循环流动不易受外界干扰，流场流速均匀、稳定；但易产生温升，气体密度会变小；洞体体积较大。

开式风洞 其工作流场在喷口出口外的自由空间，被检仪表装卸方便；但易受外界气流干扰，要求试验室关闭严密。

参考书目

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

刘德林等编，《煤矿安全仪器及装备使用与维修手册》，煤炭工业出版社，1989。

（胡宗雄）

fengtong

风筒 （air duct） 引导风流沿一定方向流动的管道，又称导风筒。风筒常与局部通风设备联合使用，其作用在于引导局部通风的风流，使新鲜风流与污浊风流隔开。压入式通风时，风筒输送新鲜风流；抽出式通风时，风筒排出污浊风流。对风筒的基本要求是漏风少、风阻小、使用方便、安全耐用、成本低廉。煤矿使用的风筒有刚性和柔性 2 类，以柔性风筒使用最为广泛。风筒可用金属材料和非金属材料制成。对于用非金属材料制成的风筒，应具有阻燃和抗静电性能。

常用漏风率和风阻值衡量风筒的性能。通常风筒的直径有 300、400、500、600、800mm 等，刚性风筒节长 2m、柔性风筒节长 10m。

选好用好风筒是掘进通风的重要环节。风筒的选择依据是采用的通风方式、通过风量、巷道断面大小、通风长度。在巷道断面许可条件下，应尽量选用大直径的长节风筒，以降低风阻和漏风率、减少局部通风设备能耗。

刚性风筒 有铁风筒和玻璃钢风筒 2 种，常用于抽出式通风。每节间采用法兰盘连接。这种风筒漏风少、风阻小，但安装工作量大、成本高，不用时占用空间大、搬运不方便。刚性风筒的漏风主要出现在接头处。

柔性风筒 应用最广泛的风筒，有胶布风筒、塑料风筒和 KSS 系列可伸缩型风筒 3 种。胶布风筒和塑料风筒只适用于压入式通风；KSS 系列可伸缩风筒由用聚氯乙烯制成的风筒和用于支撑起风筒的螺旋弹簧钢丝圈组成，如图 1 所示，其接头用快速软带圈箍，拆装简便省力，轴向可伸缩，10m 一节的风筒可收缩到 0.55 或 0.85m，便于搬运，既可用于压入式通风，也可用于抽出式通风。

柔性风筒的漏风除接头外，还产生于缝合针眼、吊环等处。由于柔性风筒接头的严密程度和风筒膨胀程度随风压的加大而增加，故接头漏风随风压增加而减少，未抹胶的针眼等漏风随风压增加而增大。柔性风

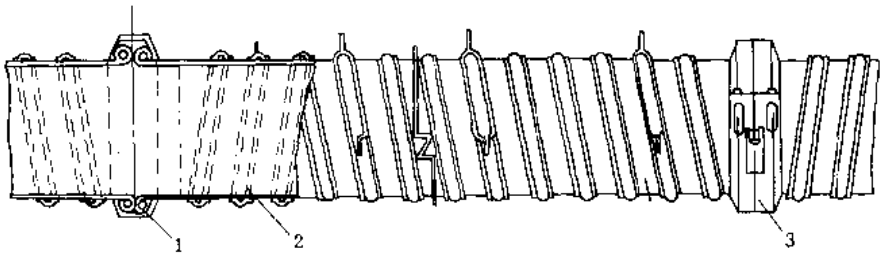


图 1 KSS 系列可伸缩风筒

1—端圈；2—螺旋弹簧钢丝；3—快速接头

筒重量轻、可伸缩、拆装搬运方便、每节长度大、不使用时占用空间小，成本低，但易于破损、维修量大。

柔性风筒接头方式有插接、单反边接头、双反边接头、活三环多反边接头、罗圈接头等多种形式，如图2所示。插接方式最简单，但漏风大，不适用于长距离通风；反边接头漏风少，不易敲开，但接头风阻较大；罗圈接头的漏风和风阻均很小，但易敲开。

柔性风筒内风压越大，风筒壁就越膨胀，接头套圈向里凸出越多，其接头风阻也越大。不同接头方式，接头风阻也不同。此外，风筒直径、吊挂质量等对接头风阻也有影响。

风筒性能测定 测量风筒的风阻和漏风量的工作。供掘进通风设计用，并为合理使用风筒和加强掘进通风管理提供可靠的资料，是通风管理部门的日常基础工作之一。测定工作常在地面进行，测定布置如图3所示，有条件时在局部通风机入口和风筒的出口处各安一段（2～4m）铁风筒，在风机入口的铁风筒内测动压，以计算风量；在风筒出口的铁风筒内安设闸门，调节风阻，以获得不同压力下的性能参数。测定时，利用垂直U形水柱计测定风流相对静压（h_A、h_C），利用倾斜压差计测定风流速压（h_{vA}、h_{vB}、h_{vC}），利用空盒气压计测大气压力、湿度计测空气干湿温度，并在测定前量出风筒直径和测段长度。调节闸门每改变一次风阻，可测出一组参数；根据各组参数可计算出空气密度、风量、有效风量率、漏风率、阻力、风阻、摩擦阻力系数等参数。

漏风率 风筒沿程漏失的风量占风筒入风断面风量的百分率。实测时的计算公式为：

$$K_L=\frac{Q_A-Q_B}{Q_A}\times 100\%$$

式中 K_L 为整列风筒的漏风率，%；Q_A、Q_B 为风筒入风和出风断面（A、B 断面）的风量，m^3/s、m^3/s。

漏风率是衡量风筒性能的重要参数，在煤矿中被广泛采用。风筒的漏风率越小，风筒的漏风量越少，送达工作面或抽出的风量越多。假定漏风均匀分布在风筒全长上，可用百米漏风率衡量风筒的漏风程度。风筒漏风率除与本身的质量和规格参数（节长、直径、全长等）有关外，还同使用条件和管理水平有密切关系；接头方式对漏风率影响极大。

刚性风筒的漏风率用下式计算：

$$K=1-\left[1/\left(1+\frac{1}{3}kD\frac{L}{m}\sqrt{R/g}\right)^2\right]$$

式中 K 为风筒漏风率；D 为风筒直径，m；L 为风筒全长，m；m 为每节风筒长度，m；R 为风筒风阻，$N\cdot s^2/m^8$；k 为接头漏风系数；g 为重力加速度，m/s^2。

柔性风筒的漏风率用下式计算：

$$\eta=\eta_j\cdot L/m$$

式中 η 为风筒漏风率；L 为风筒全长，m；m 为每节风筒长度，m；η_j 为节头平均漏风率。

百米漏风率 平均每百米风筒漏风量与风筒始端风量之比。即：

$$K_{100}=K/L\times 100$$

式中 K_{100} 为百米漏风率，%；K 为风筒漏风率，%；L 为整列风筒的长度，m。

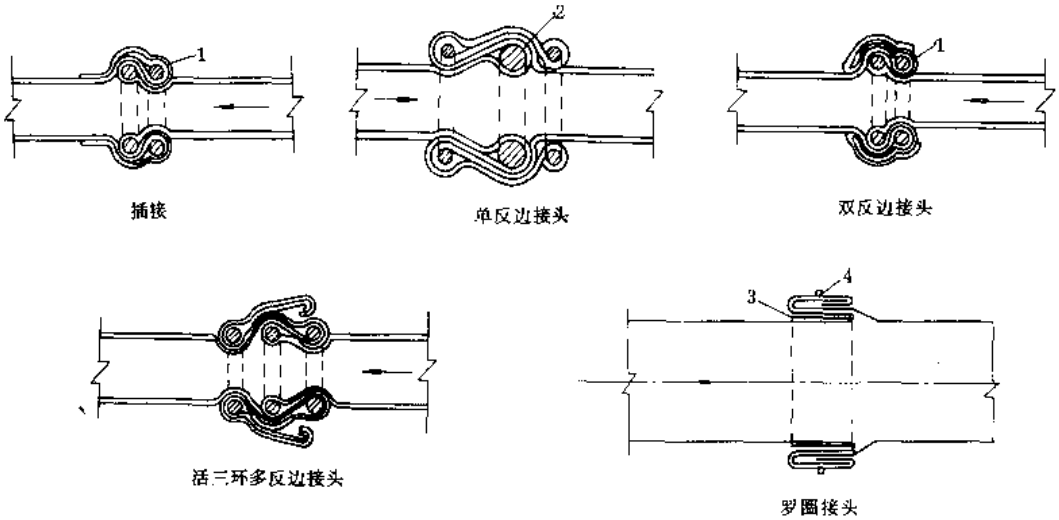


图2 柔性风筒接头的几种方式

1—铁环；2—大套环；3—罗圈；4—铅丝箍

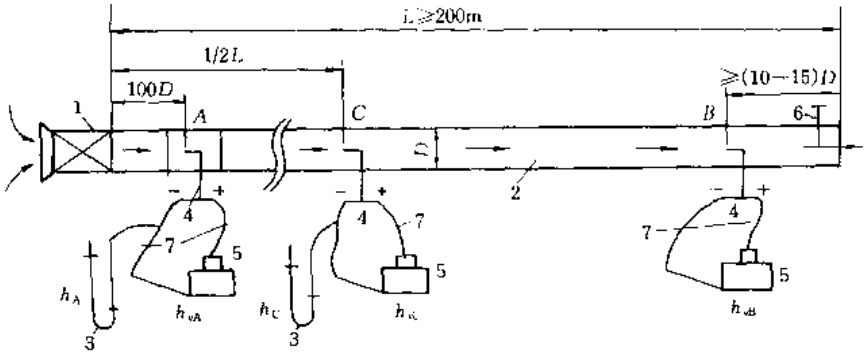


图 3 风筒性能测定布置图

1—局部通风机；2 风筒；3—垂直 U 形水柱计；4—皮托管；5—倾斜压差计；6—调节阀门；7—胶皮管；D—风筒直径；L—风筒长度

百米漏风率不能用于推算任意长度时的风筒漏风量，只有在节长相等的条件下，才有对比、实用的意义。

阻力 计算公式为：

$$h_r=(h_A-h_B)\pm(h_{vA}-h_{vB})$$

式中 h_r 为风筒阻力，Pa；h_{vA}、h_{vB}为 A、B 断面风流速压，Pa、Pa；h_A、h_B 为 A、B 断面风流的相对静压，Pa、Pa。

风阻 计算公式为：

$$R=\frac{h_r}{Q_A\cdot Q_B}$$

$$R'_{100}=\frac{100R}{L}$$

$$R_{100}=\frac{1.2}{\rho}R'_{100}$$

式中 R 为整列风筒的风阻，kg/m^7；R'_{100}、R_{100}为测定状态下和标准大气状态（101325Pa、0℃）下，平均每100m 风筒的风阻（百米风阻），kg/m^7、kg/m^7；h_r 为整列风筒通风阻力，Pa；Q_A、Q_B 为局部通风机及风筒出口断面（A、B 断面）的风量，m^3/s、m^3/s；L 为整列风筒长度，m；ρ 为测定时空气密度，kg/m^3。

摩擦阻力系数 计算公式为：

$$\alpha'=\frac{R\cdot D^5}{6.5L}$$

$$\alpha=\frac{1.2}{\rho}\alpha'$$

式中 α'、α 为测定状态下和标准大气状态（101325Pa、0℃）下风筒的摩擦阻力系数（包括风筒接头阻力），N·s^2/m^4、N·s^2/m^4；R 为整列风筒的风阻（摩擦风阻及接头局部风阻），N·s^2/m^8；D 为风筒直径，m；L 为整列风筒长度，m；ρ 为测定时空气密度，kg/m^3。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（吴中立 辛广龙）

fengwangzhong fengliu liudong guilü

风网中风流流动规律 （flow laws of air in mine ventilation network） 在通风动力作用下，风网中流动的风流遵循的风量平衡定律、风压平衡定律和通风阻力定律。根据这三个定律，可建立风网巷道风流参数风量、风压和风阻之间的关系方程式，是矿井通风网络解算的基础。是进行通风管理和矿井通风系统技术改造方案优选的理论根据。

风量平衡定律 单位时间内流入某节点或回路的空气质量等于流出该节点或回路的空气质量。它是质量守恒定律在矿井通风网络中的具体体现。通常，设定流入节点或回路的质量流量为正值，流出节点或回路的为负值。当某节点或回路有 n 个流入或流出分支时，该节点或回路的风量平衡定律可用下列方程表示：

$$\sum_{i=1}^{n}M_i=0$$

式中 M_i 为第 i 个分支的质量流量，kg/s。

在井下，空气被视为不可压缩气体时，可以用体积流量（风量）来代替质量流量，则节点或回路风量平衡定律可改写为：

$$\sum_{i=1}^{n}Q_i=0$$

式中 Q_i 为第 i 个分支的风量，m^3/s。

风压平衡定律 任一回路中，无自然风压和风机

工作时，不同方向风流的风压或阻力的代数和为零。它是能量守恒定律在矿井通风网络中的具体体现。一个由 n 条分支组成的回路，约定分支的风流方向与回路方向（顺时针方向）一致时，分支风压取正值；相反时取负值，该回路的风压平衡定律可用下列方程表示：

$$\sum_{i=1}^{n} H_i = 0$$

式中 H_i 为第 i 个分支的风压，Pa。

若回路中有工作的通风机或存在自然风压等通风动力，则风压平衡定律被描述为风压的代数和等于通风动力的代数和，表达式为：

$$\sum_{i=1}^{n} H_i = H_t + H_N$$

式中 H_t 为通风机装置的静压，Pa；H_N 为自然风压，Pa。

通风阻力定律　在井下巷道风流处于紊流状态下，风流流过一个分支所消耗的能量（阻力）与该分支的风量的平方成正比。表达式为：

$$h = RQ^2$$

式中 h 为分支阻力，Pa；R 为分支风阻，kg/m^7；Q 为分支风量，m^3/s。

当井下巷道中风流处于层流状态时，阻力定律的表达式为：

$$h' = R'Q$$

式中 h' 为通风阻力，Pa；R' 为层流状态下的摩擦风阻，$N \cdot s/m^5$；Q 为流过的风量，m^3/s。

参考书目

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（王振对）

fuzhu qixie

辅助器械　(auxiliary apparatus)　矿山救护队在处理矿井事故和抢救遇险人员时所使用的处理冒顶、抬运伤员、寻人、呼救等救人器械和探测仪器。有救护用千斤顶、寻人仪、呼救仪和救护担架。

救护用千斤顶　救护队在处理井下冒落事故时用于支起大块岩石、煤块和支架等物体，将被埋压人员抢救出来；或用于排除和清理冒落物的辅助器械。又称矿山多用液压起重器。有分离式和组合式 2 种。其是根据巴斯葛原理、依靠手压泵升高油压推动起重机构中油缸内的活塞而使起重臂或活塞柱将重物抬起的。

分离式液压起重器　由手压泵、高压导管、快换接头和起重机构组成。手压泵和起重机构通过高压导管连为一体。操作人员可在距被起重物 5m 之外处操作，如图 1 所示。起重机构有臂式、鸭嘴式和立式 3 种。中国生产的分离式液压起重器的起重机构的技术性能见表 1。

组合式液压起重器　这种起重器的手压泵和起重机构是连为一体的，没有连接管路，可直接用于任何角

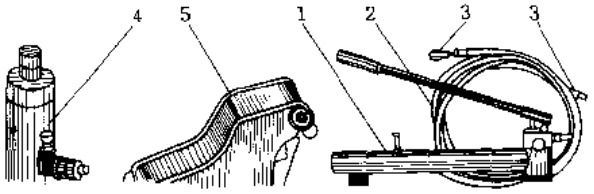


图 1　分离式液压起重器结构示意图
1—手压泵；2—高压软管；3—快换接头；4—立式起重机构；5—臂式起重机构

表 1　中国生产的分离式液压起重器的起重机构技术性能表

型　号	名　称	额定起重量/t	起始高度/mm	最大升起高度/mm	质量/kg	外形尺寸/mm
QFB_2-180	臂式起重机构	2	30	180	9.5	350×95×180
QFB_5-180	臂式起重机构	5	30	180	12	350×120×180
$QFB_{10}-180$	臂式起重机构	10	30	180	15	430×140×200
$QFY_{0.5}-120$	鸭嘴式起重机构	0.5	12	120	1	239×61×37
QFY_2-180	鸭嘴式起重机构	2	20	180	3.6	311×92×95
QFY_5-180	鸭嘴式起重机构	5	30	180	7.8	386×125×135
QFL_2-250	立式起重机构	2	180	250	1.5	ϕ80×175
QFL_5-250		5			1.7	ϕ90×175
$QFL_{10}-250$		10			2	ϕ100×175
KJZQ-15	矿山救护专用起重器主体	15	60	260	44	660×140×265

表 2 中国生产的组合式液压起重器技术性能表

型号	名称	额定起重量/t	最初起始高度/mm	最大起升高度/mm	质量/kg	外形尺寸/mm
$QQ_{0.5}$ 60	钳式起重器	0.5	12	60	4.6	450×70×110
QY-150	鸭嘴式起重器	1	20	150	15	540×110×240
$QY_{0.5}$-80	鸭嘴式起重器	0.5	15	80	8.5	420×100×130

度的撬、掀、涨等的起重工作。由于使用这种起重器时操作人员不能远离被支物体，因而救护队不常使用。中国生产的组合式液压起重器的技术性能见表 2。

救护担架 用于搬运经现场急救处理后的受伤矿工升井和送往医院进一步救治的工具。有专用担架和简易担架 2 种。专用担架由铝合金管和帆布制成，由担架杠、担架面和支承架 3 部分组成，如图 2*a* 所示。可对折或三折，承重 150kg，可抬行和拖行。简易担架是在伤员较多、专用担架不够用时临时用竹竿、木棍和绳子、衣服、毯子等做成的，如图 2*b*、*c*、*d* 所示。

寻人仪 通过接收声波或无线电波探测井下事故中被困、被埋矿工的位置与人数的仪器。有声响接收式寻人仪和无线电波接收式寻人仪 2 种。原苏联、美国、波兰和中国均研制有寻人仪。

声响接收式寻人仪 通过地震仪接收器接收被堵、被困矿工用锤、石块等物体敲击支柱、岩体、煤体发出的声响和振动信号来确定其所在位置的仪器。原苏联生产的 3BVk 型寻人仪即是声响接收式寻人仪。使用这种寻人仪寻找被困人员时，首先将地震信号接收器布置在堵塞物附近的巷道内，即先向煤帮、岩帮、顶底板或木支柱上钉入固定杆，然后将地震信号接收器固定在固定杆上；或用撑柱直接把地震信号接受器固定在岩、煤帮上或顶底板上。当被困、被堵人员敲打岩、煤帮或支柱而产生振动和声波时，振动和声波信号经煤、岩层到达接收器后即被转变为电信号而显示出来，救护人员可根据预定的敲打程序规定和不同接收器接收的信号差确定出人员的位置、人数及大致距离。这种寻人仪的有效使用距离在煤层中为 80m、在巷道中为 150m。

无线电波接收式寻人仪 利用救护人员携带的无线电接收器接收被困、被堵、被埋人员随身携带的无线电发射器所发出的无线电信号，根据接收到的信号强弱来确定被困、被堵、被埋人员的方位及大致距离的仪器，美国、波兰、中国均研制有无线电波接收式寻人仪。中国研制的无线电波接收式寻人仪由微型发射器和测向器 2 部分组成；微型发射器装在矿灯内，矿灯充电后即发出呼救信号，测向器有表测试型和声测试型 2 种，用来探测呼救信号，确定被困人员方位。

呼救器 在佩戴者被困、被埋压时，能自动或手动发出音响呼救警报信号，向救护人员提供被困、被埋压人员的准确方位的仪器。中国研制有 KHJ 型矿用呼救器，其由传感器、整形延时电路、秒信号报警控制电路、讯响器和电源等组成；当人体处于运动状态时，传感器电路输出交变的电信号，延时电路不能启动，报警音响电路不能工作，当人体被埋压或失去知觉而静止不动时，传感器电路输出量值不变的电信号，当佩戴者的静止时间大于设定的 25s 延时时间时，延时电路即输出高电平信号，报警音响电路被启动，发出断续呼救声响信号；仪器还设有手动开关，用于检查仪器或被

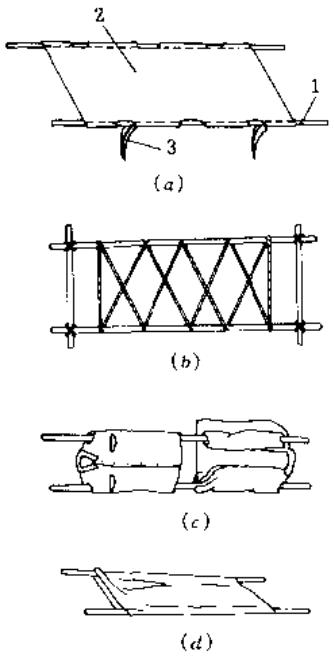


图 2 救护担架示意图

a—专用担架；*b*—绳索做简易担架；*c*—衣服做简易担架；*d*—毛毯做简易担架

1 担架杠；2—担架面；3—支承架

困、被埋压人员尚有自控能力时自主打开仪器发出呼救信号；其连续呼叫时间在8h以上；声响信号的实际传送距离，在砌碹直巷、逆风井伴有机车开动噪音时为150m，在砌碹S形拐弯巷道、顺风杂音较小时为120m，在砌碹巷道、逆风井被埋压在0.3m厚的碎石中时为70m。

参考书目

邵志乾，《矿井灾害处理和分析》，中国矿业大学出版社，1991。

（王道清 施申忠 徐征雁）

fubi fengtong

附壁风筒 （wall-mounted air duct） 利用气流的对流附壁效应，将供给掘进工作面的轴向压入风流改变成一定速度的沿巷道周壁旋转的风流，并带动整个巷道断面的空气不断向工作面推动的风筒，又称康达风筒。是风筒的一种。其在掘进机司机工作区域的前方建立起了阻拦粉尘向外扩散的空气屏幕，可封锁住掘进机工作时产生的粉尘不外流并使其经过吸尘罩进入除尘器中进行净化，从而提高了机掘工作面的收尘效率。适合于采用长压短抽通风系统的机械化掘进工作面使用。

附壁风筒的型式有多种，其设计依据是巷道断面积、供风量、运输状况及掘进机的型号等生产技术条件。常用的型式有螺旋出风式及径向出风式2种。

螺旋出风式 结构如图1所示。是一种长1.5～2.0m、直径0.5～0.8m的铁皮风筒，在风筒断面上有1/3的圆周作成半径逐渐增大的螺旋线状，在因风筒的半径增大而出现的缺口上焊上一块钻有许多直径为5mm小孔的板形成一条狭缝状的喷口。在采用长压短抽通风系统的机掘工作面，将2～3节附壁风筒串联在压入式风筒的出风口，多节附壁风筒间用伸缩式软风筒连结。除尘器工作时，关闭附壁风筒端部的排风口，风流即从狭缝状的喷口以15～30m/s的速度喷出，将压入式风筒供给机掘工作面的轴向风流改变为沿巷道周壁旋转的风流吹向整个巷道，向机掘工作面供风；除

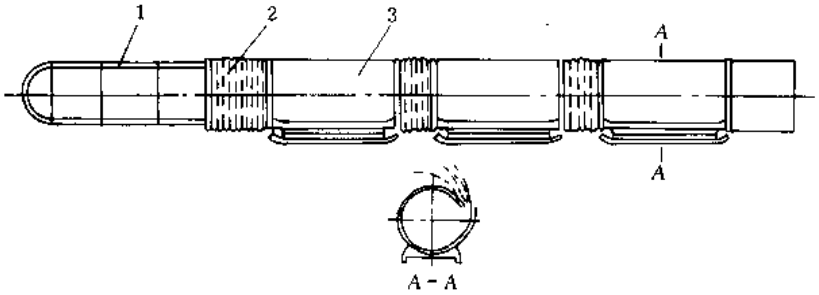


图1 螺旋式附壁风筒结构

1—压入式风筒储存架；2 伸缩式联结软风筒；3—附壁风筒

尘器停机后，开启排风口，恢复压入式风筒向机掘工作面直接供风。

螺旋出风式附壁风筒具有很好的收尘效果，但体积大、质量大，移动不便。一般适用于断面大于14m²、并能对附壁风筒实现机械化移动的巷道。

径向出风式 结构如图2所示。它是一种出风口较小、并在风筒周壁上钻有许多小孔的风筒。在采用长压短抽通风系统的工作面，将附壁风筒串联在压入式风筒的出风口，由于附壁风筒的出风口收小，仅有20%～30%压入风量直接沿轴向送进工作面，而70%～80%的压入风量则通过风筒径向壁上的小孔送向整个巷道并扩散到全断面，以一定的速度向前推进，阻止工作面产生的粉尘向巷道外扩散。

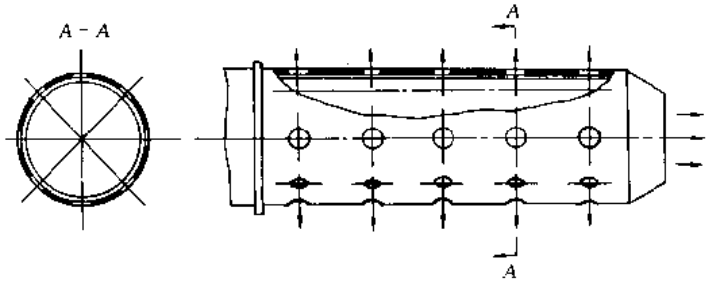


图2 径向出风式附壁风筒结构

径向出风式附壁风筒的收尘效果好，体积小、质量轻，移动方便，适应性强。一般用在巷道断面小于14m²的机掘工作面。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

（严昌炽）

G

gaobeishu jixie paomo fasheng zhuangzhi

高倍数机械泡沫发生装置 (high-expansion mechanical foam generating equipment) 利用起泡性能很强的泡沫剂以机械方法产生高倍数泡沫的灭火装置。是混合介质灭火器械的一种。其是基于大量的泡沫迅速覆盖燃烧物后能隔断火区的空气供给的隔绝空气作用，泡沫中的水分遇热蒸发吸热的降温作用，泡沫中水分蒸发后形成的水蒸气可稀释火区中的氧含量的降低氧浓度的作用及大量的泡沫包围火场后可阻止热传导、对流、辐射抑止火势蔓延的作用而扑灭火灾的。高倍数泡沫是起泡性能很强的泡沫剂溶液在压力水作用下通过喷嘴均匀地喷洒在特制的发泡网上后，在风流的吹动下而形成的，其是气液两相集合的泡体，每个泡沫里包裹着一定量的气体，膨胀倍数可达200～1000倍。可有效地扑灭矿井、仓库等有限空间的大面积明火火灾及各种油类、木材、煤炭以及切断电源的机电设备火灾。利用高倍数机械泡沫发生装置灭火时，可在距火场100m以外地方实施作业，安全性能好；同时，灭火后的恢复工作容易，成本低而无毒，无腐蚀性。首台高倍数机械泡沫发生装置于1956年由英国H. S. Eisner研制成功。苏联于1958年逐步将高倍数机械泡沫发生装置应用于煤矿井下。中国抚顺煤炭研究所于1959年开始研究高倍数机械泡沫发生装置，1964年后在煤矿灭火中正式应用，1975年研究成功并生产出多品种系列化产品。国内外部分高倍数机械泡沫发生装置的主要技术参数见表1。

分类 按发泡用风机动力不同分为电力型、水力型、内燃机动力型3种；按产泡量大小不同分为大型

表1 国内外部分高倍数机械泡沫发生装置的主要技术参数表

发泡机型号	驱动方式	功率/kW	发泡量/(m^3/min)	泡沫倍数	工作水压/MPa	吸液量/(L/min)	驱动压/Pa	风泡比	药液浓度(%)	出口尺寸/mm	质量/kg	生产国别
BGP－400	电机	9	350～400	700～900	0.1～0.25	360～450	1274	1.2	3～5	φ820	260	中国
BGP－200	电机	2×4	190～220	700	>0.12	250	2254	1.15	2.4	650×650	170	中国
SGP－180	水轮机	6.3～8.4	180	650	0.5～0.6	250	1176	1.25	3～5	φ650	65	中国
QGP－200	内燃机	5	220	700	>0.12	250	882	1.2	3～6	φ630	45	中国
GF－50	水反力		40～55	500	0.4～0.7	110～140		1.3	5	φ400	7.5	中国
JG－70	引射式		15～100	300	0.5～0.7	160～220		1.4	5	φ800	5.6	中国
Turb－150	压力水		150	500	0.3	100			3	φ900	55	美国
HEG－200EP	内燃机	5.14	110	350	>0.1	200			5	φ900	70	日本
Model3000	水反力		82～103	500	1.12	208				φ462	50	美国
Model300	压气		19.6	700	0.21	28		1.3	5		18.5	美国
NFA－200P	水力引射		60	100～200	0.5～0.6	200						日本
NFM－400E	电 动	7.5	280	700	0.08	400			1.5～2	φ910		日本

(发泡量 1000m³/min)、中型(发泡量 200～400m³/min)和小型(发泡量 50～100m³/min)3种;按使用条件不同分为防爆型和非防爆型2种。

构造 由供气源、泡沫发射器和供液系统3部分组成。如图1所示。

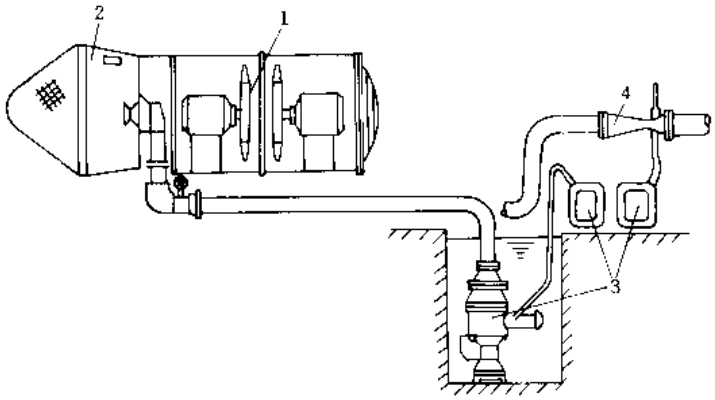


图1 高倍数泡沫发生装置结构示意图
1—通风机;2 泡沫发射器;3—供液系统;
4 用压力水供液时的负压比例混合器

供气源 大型和中型泡沫发生装置用通风机作气源;小型发生装置用装有水力引射器的风筒作气源。

泡沫发射器 由发泡网、喷嘴、发泡筒、压力表、水柱计等组成。

供液系统 当采用潜水泵供液时,增设一个比例混合器,在水泵旋转同时按比例吸水和泡沫剂;当有压力水源时,在管路中连接负压比例混合器(喷射泵),当大于0.3MPa的压力水流通过时即产生负压,吸入泡沫剂在管路中混合后供喷嘴发泡。

参考书目

肖德昌等著,《高倍数泡沫灭火及在煤矿中应用》,煤炭工业出版社,1980。

赵全福主编,《煤矿安全手册》(第四篇),煤炭工业出版社,1991。

(肖德昌)

gaowenxia jiuhu de renti baohu

高温下救护的人体保护 (the protection of human body at high temperature rescue work) 救护队员在高温灾区中进行救护工作时所采取的保护人体安全和健康的技术措施。包括降低灾区温度的措施、安全工作措施、救护队员穿冷却服(热保护服)和缩短救护工作时间。在高温环境中工作,由于产热和受热量大,人体很难保持热平衡,一旦人体不能及时地将体内多余的热量散发出去,体温就会升高,会伴随产生头痛、头晕、耳鸣、恶心、呕吐,以致晕厥,甚至死亡。中国《煤矿救护规程》对高温下救护的人体保护作了具体规定。

降低灾区温度措施 包括增加或减少风量、风流短路、反风等的调整风流措施,利用局部通风机、风管、临时或固定通风设施改善通风条件措施;布设水幕,用水来冷却风流措施。

安全工作措施 包括设待机队、增加休息时间、饮用合适的饮料和及时撤出灾区等。具体内容为:

(1) 除非救人或作业地点十分靠近入风风流,当巷道温度超过40℃时,禁止佩戴呼吸器作救护工作。

(2) 如巷道温度上升迅速(每2～3min上升1～2℃),应立刻退出灾区。

(3) 在没有待机队和通信设备时,除了救人外,不允许进入高温灾区工作;救人时,要在本小队内抽出队员,充当待机队。

(4) 在进行高温救护工作前,指挥员应向小队讲解工作条件、任务,并落实安全措施。

(5) 进入高温区后,要有专人每隔5min测1次温度。把测定结果记在记录本上并同时写在巷道的帮上。

(6) 发现队员中有人不舒服时,应带领小队撤出灾区,但不能快速步行和互相离开,并要采取包括就地休息、按手动补给增加供氧量、用水沟中的水冷却头部及口具盒、扶着或抬运不能独立行走的队员等改善队员生理感觉的措施。

(7) 进行高温救护工作后,队员休息时间应比常温工作后的休息时间增加1倍。

(8) 进行高温救护工作后,禁止喝冷水。井下基地应准备含0.75%食盐的温开水及其它饮料供队员饮用。

(9) 从高温灾区出来的队员在新鲜风流中休息时,不要在风速大的地点坐卧,在温度低于25℃地点休息时要穿棉衣。

(10) 至少休息2h后,小队才能重返高温灾区工作,但一昼夜只能再工作1次。如果队员血压、脉搏、体温都未恢复正常,不允许重返高温灾区工作。

救护队员穿冷却服 为了及时散发救护人员体内多余的热量和隔绝灾区热气的侵袭,各国都研制有不同结构的冷却服(热保护服)。多用冰或干冰作致冷剂。有的国家研制的冷却服内还设有防护有毒气体与缺氧的闭路自含氧呼吸器,并配备通信工具。保护服的面料

要求耐燃、能辐射热量、内部有隔热层。有冰冷却上衣和头套、全身冷却热保护服2种。

冰冷却上衣和头套 冰冷却上衣的各冷却单元用聚乙烯薄膜制成，用热焊方法把二层薄膜焊接在一起，并分隔成很多小方块单元，各单元之间互相连通。用按冷却单元利用按钮方式同上衣内层布料连接，外面覆以面料。平时把上衣放在冷冻机内使单元内的水冻成冰块，在进入高温灾区前，把它穿在身上。冰冷却头套同冰冷却服相配套，用于气温超过37℃的环境中。原苏联生产的冰冷却上衣，质量约3.4kg，冷却头套，质量约0.85kg。当相对湿度为100%，气温为35℃时，保护时间为80min；40℃时为40min；50℃时为30min；60℃时为10min。

全身冷却热保护服 由从头到脚均能套上的内外衣联合服和靴子；带致冷剂、冷媒、循环泵及管线的全身循环冷却系统；供呼吸保护用的闭路呼吸器；对外联络的通信系统等部分组成。利用致冷剂蒸发吸热的特性来冷却身体，所用致冷剂有干冰、冰、液氨等。循环泵内冷媒流动的动力有蓄电池和干冰或液氮蒸发所产生的气体压力。保护服的外衣为从头到脚的连身服，材料为经耐燃处理的聚氨基甲酸酯制造的人造革。内衣为兰绒布制的连身衣，内壁附着冷却循环用塑料盘管，分布在四肢、腰腹、胸背和头部。

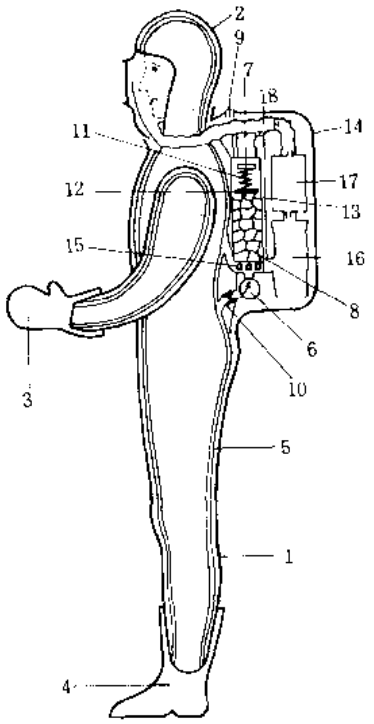


图1 Dräger公司的瓦斯热保护服结构图

1—外衣；2—头套；3—手套；4—靴子；5—内衣；6—冷媒驱动泵；7—致冷箱；8—干冰致冷剂；9—放出CO_2的排气阀；10—致冷箱和内衣塑料管的接头；11—压力弹簧；12—加压板；13—吸气冷却通路；14—保护用外壳；15—降温管；16—气囊；17—KO_2生氧罐；18—呼吸软管

德国Dräger公司生产的全身冷却热保护服的保护时间为：60℃时90min，100℃时60min。用6kg的干冰作致冷剂，致冷功率650W。内部结构如图1所示。

缩短救护工作时间 当井下巷道内气温超过27℃时，就应限制佩戴氧气呼吸器的连续作业时间。中国《煤矿救护规程》对巷道中气温由27℃至60℃时佩戴氧气呼吸器允许停留（作业、值班）和行走时间作了详细规定。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

В. Б. Ходот, «Горноспасательное Дело», Угле Техиздат, 1951.

（施中忠）

Gedebote—Gelinwoer shiyanlu

哥德伯特－格林沃尔试验炉 (the Godbert-Greenwald furnace) 用于测定煤尘和其他可燃性粉尘云最低着火温度的装置。所测特性参量是评价煤尘和其他可燃性粉尘着火危险性和解决有关防燃爆安全问题的技术依据。该装置具有较好的重显性。已为各国所广泛使用。国际电工委员会(International Electrotechical Commission，IEC) 31H分委员会已把该装置定为粉尘云最低着火温度的测定装置。

装置结构 由加热炉、温度调节控制检测系统和压气喷尘系统组成。加热炉为立式电加热炉，结构如图1所示。加热炉心管为石英管，内径为36.5mm、外径为44mm，长216mm；在石英管的外壁上绕有加热用的镍铬电阻丝，电阻丝的总电阻为13Ω，为确保管内沿长度方向上加热温度的一致性，电阻丝沿其长度每隔25.4mm为一长度单元，其对应的绕丝圈数为7、6、5、4、4、5、6、7，形成两端绕成较密而中间较稀的电阻丝管；在金属电炉壳与石英管之间装填有保温耐火材料。炉体上装有2支热电偶，其中一支距石英管下端83mm，与石英管外壁接触，此热电偶与温度调节仪相连构成试验炉内温度调控系统；另一支热电偶安于炉体中部与石英管内表面接触，此热电偶与温度记录仪相连构成试验炉的温度检测系统，温度调控系统和温度检测系统的量程范围均为0～1000℃。压气喷尘系

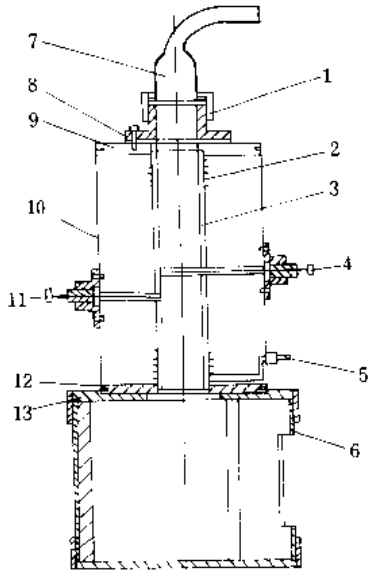


图 1 哥德伯特－格林沃尔试验炉加热炉结构示意图
1—固定环；2—电阻丝；3 石英管；4—热电偶（1）；5—接线柱；6—支撑座面板；7 玻璃适配器；8—连接环；9—顶盖；10 加热炉外壳；11—热电偶（2）；12 底盖；13—加热炉支撑座

统由气源、储气罐、压力计、喷尘电磁阀、储尘斗组成，通过玻璃适配器与试验炉之上口连成一体；储气罐容积为 500mL，储气压力通过调节阀调节，喷尘电磁阀控制喷尘气流；储尘斗内储存每次试验的定量试样。

粉尘云最低着火温度测定 需通过一系列的试验来确定。测定时一般先将加热炉的温度调到 500℃，试验粉尘的质量定为 0.1g，喷尘气压定为 10kPa 进行初次试验，如果未出现着火，则在粉尘质量和喷尘气压均不变的情况下以 50℃的温度级差升高加热炉的温度继续试验，直至出现着火或加热炉的温度达到 1000℃时为止；一旦出现着火，则在炉温不变的情况下增减粉尘质量和改变喷尘气压继续试验，直到出现最剧烈的着火。在试验出现最剧烈的着火后，固定试验的粉样质量和喷尘气压不变，以 20℃的温度级差降低加热炉的温度继续试验；如炉温降到 300℃时仍然出现着火，则以 10℃的温度级差降低加热炉温度试验，直至在同一条件下 10 次试验均未出现着火。当按初次试验的粉样质量和喷尘气压条件下试验没有着火出现时，则调变温度并改变粉尘质量和喷尘气压反复试验，测出同一条件下 10 次试验均未着火的炉温值。所测得的 10 次试验均未着火时的加热炉的温度值高于 300℃时减去 20℃、低于 300℃时减去 10℃后即为该试验粉样粉尘云的最低着火温度。

测定时，先将加热炉通电升温，用温度调控检测系统将加热炉炉心管内壁温度调到某一确定温度值，将定量粉尘（粉尘粒度为全部过 74μm 孔径标准筛）置放于储尘斗中，调定储气罐的喷尘气压；然后通电打开电磁阀，使储气罐释放的气流把储尘斗中的粉尘吹起形成粉尘气流并经适配器喷入炉心管内，如在试验炉的下部管口有火焰喷出则判定为着火，如只有火星而无火焰则判定为未着火。

试验时粉尘量的增减和喷尘气压的改变量分别按如下规定的系列值选定。

试验粉尘质量系列值（g）为：

0.01、0.02、0.03、0.05、0.10、0.20、0.30、0.50、1.00、……

试验喷尘气压系列值（kPa）为：

2、3、5、10、20、30、50

如果加热炉的温度达到 1000℃时粉尘仍未出现着火，则应在试验报告中加以说明。

（田仁曲）

gebaoxing dianqi shebei

隔爆型电气设备 （flame-proof electrical apparatus） 具有隔爆外壳的防爆电气设备。是煤矿中使用最多的一种防爆电气设备，其防爆性能是由隔爆外壳的耐爆性能（外壳能承受内部爆炸性气体混合物的爆炸压力的性能）和隔爆性能（外壳能阻止内部的爆炸向外壳周围爆炸性气体混合物传播的性能）保证的，其防爆型式代号为“d”。

沿革 1815 年，英国人 H. Davy 为解决井下采煤照明问题，发明了火焰安全灯，其就是利用由钟罩形金属网等零件组成的包围在煤油灯火焰外的“隔爆外壳”来实现防止煤油灯火焰引起煤矿井下瓦斯爆炸的。1903～1905 年德国人 K. Beyling 为解决金属网防爆的不足，提出了间隙隔爆理论，即利用隔爆外壳防爆，这一隔爆技术沿用至今。中国煤矿井下使用隔爆型电气设备始于 20 世纪 40 年代，制造隔爆型电气设备始于 20 世纪 50 年代。

隔爆外壳耐爆性能 隔爆外壳承受内部爆炸性气体混合物爆炸所产生的压力而不破坏的能力。由合理的结构和足够的机械强度来保证。

结构要求 由于爆炸压力波的传播速度大于爆炸火焰波的传播速度，因而当隔爆外壳的结构不合理时，其内部会发生压力重叠，会使外壳受到正常爆炸压力 1.5～6 倍的异常高压作用。为避免外壳承受异常高压的冲击，要求隔爆外壳结构应避免长条形和以小孔连

通的多空腔形。

瓦斯爆炸压力　瓦斯爆炸的化学反应式为：

$$CH_4+2O_2+8N_2 \xrightarrow{点火} CO_2+2H_2O+8N_2+831.2\ kJ/mol$$

化学反应放出的能量能将爆炸产物加热到2000℃以上、其产生的爆炸压力为：

$$p_B=p_0\frac{T_B}{T_0}\cdot\frac{m}{n}$$

式中 p_B 为爆炸压力，Pa；p_0 为爆炸性混合物的初始压力，Pa；T_B 为爆炸温度，K；T_0 为爆炸性混合物的初始温度，K；n 为爆炸性混合物的摩尔数；m 为爆炸产物的摩尔数。

实际爆炸压力受混合物的初始压力、初始温度、浓度、外壳容积、外壳形状及点火位置等因素的影响。若取初始压力为0.1MPa、初始温度为293K、爆炸温度为2316K，则爆炸压力为0.79MPa，在8000cm³球形密闭容器中，9.5%～10%的甲烷空气混合物发生爆炸时实测的最大爆炸压力为7.17×10^5Pa，达到最大压力的时间是70ms。

强度要求　煤矿用隔爆型电气设备的隔爆外壳应以1.5倍实际爆炸压力进行结构强度设计。在未知实际爆炸压力时，可参考表1压力值设计。

表1　设计参考压力值

外壳净容积 V /cm³	$V\leqslant500$	$500<V\leqslant2000$	$V>2000$
压力值 /MPa	0.35	0.6	0.8

为确保隔爆外壳的强度，其选用的材质应满足：①用于煤矿采掘工作面的电气设备(包括装在采煤机、装岩机、运输机等机械上的电气设备)的外壳须采用钢板或铸钢制成，其他零部件或装配后外力冲击不到的以及容积不大于2000cm³的外壳，可用牌号不低于HT250的灰铸铁制成，电动机除机座须采用钢板或铸钢制成外，其它零部件可采用HT250灰铸铁制成；②非采掘工作面用电气设备外壳，均可采用牌号不低于HT250的灰铸铁制造；③净容积不大于10cm³的隔爆外壳，也可用陶瓷材料制成；④净容积不大于2000cm³的外壳，可采用表面绝缘电阻不大于$1\times10^9\Omega$的防静电阻燃塑料制成；⑤携带式或支架式电钻及其附带的插接装置和携带式仪器仪表、灯具的外壳均可采用抗拉强度不低于120MPa、含镁量不大于0.5%（重量比）的轻合金制成。

隔爆外壳隔爆性能　以一定间隙尺寸实现阻止壳内爆炸不向外壳周围传播的性能。这一性能取决于合理的隔爆结构参数。

间隙隔爆机理　一种观点认为，隔爆外壳内发生爆炸，爆炸火焰通过外壳的隔爆间隙进入壳外大气时，由于隔爆面的传导作用会使火焰能量损耗一部分，而爆炸火焰通过隔爆间隙进入大气环境时又会因气体膨胀而使爆炸火焰的能量再次降低，当隔爆间隙尺寸合理时，爆炸产物传给壳外爆炸性气体混合物的能量就不足以使点燃后者，从而起到了隔爆作用；另一种观点认为，爆炸火焰在隔爆间隙内的流动就像流体在管内流动一样，由于管壁的粘滞阻力，临近管壁的气体流动速度是很低的，且爆炸性气体混合物愈靠近管壁化学反应速度愈慢，化学反应时间愈长，当间隙尺寸小到一定程度时，化学反应链就会中断，爆炸火焰的传播就会停止，从而实现了防爆作用。

隔爆结构参数　隔爆接合面的接合面长度 L 和隔爆接合面的间隙宽度 W、接合面粗糙度的总称。采用不同隔爆结构形式的隔爆外壳的隔爆结构参数是互不相同的。图1～图6所示为矿用隔爆型电气设备常用的隔爆结构形式，采用这些隔爆结构形式时，静止部分隔爆接合面（图1～图4所示）、操纵杆与孔隔爆接

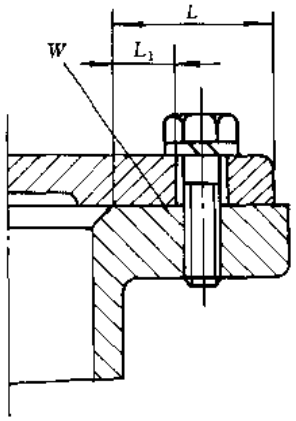


图1　平面式

合面(图5所示)以及隔爆绝缘套部分隔爆接合面的最大间隙或直径差 W 和隔爆接合面的最小有效长度 L、螺栓通孔边缘至隔爆接合面边缘的最小有效长度 L_1（图1～图3所示），转轴与轴孔隔爆接合面最大直径差 W 和最小有效长度 L（图6所示）须符合表2的规定。采用螺纹隔爆结构时，螺纹精度不应低于6H或6g，螺距不应小于0.7mm，螺纹的最少啮合扣数及最小拧入深度应满足表3规定，且有防止自行松脱的措施。正常工作需要排气的隔爆型电气设备常采用迭片

隔爆结构。采用这种结构形式时，迭片应选用耐腐蚀材料制成，并在结构设计上有防止对迭片造成机械损伤的可能性，且迭片之间的间隙不应大于 0.5mm，迭片排气方向的长度不应小于 50mm，另一边长度不大于 70mm，迭片的厚度不小于 1.0mm。对于插接装置，其触头在断电瞬间的外壳隔爆接合面的最大直径差 W

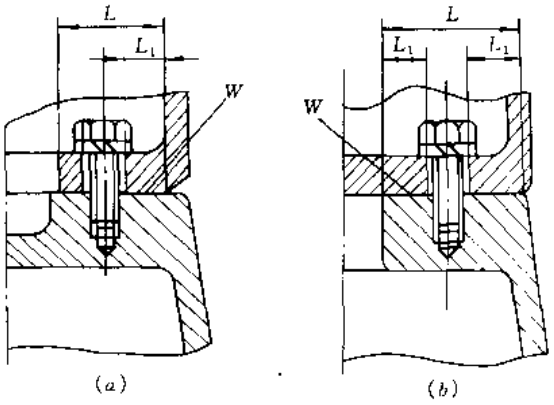


图 2 平面式

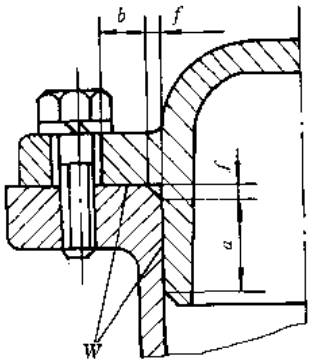


图 3 止口式

当 $W\leqslant 0.2$，$f\leqslant 1.0$ 时，$L_1=a+b$；否则 $L_1=a$

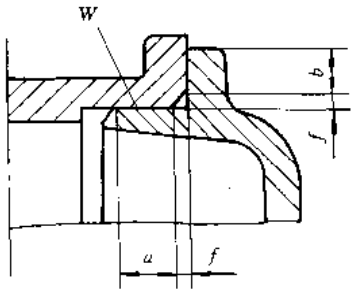


图 4 止口式

当 $f\leqslant$.0 时，$L=a+b$

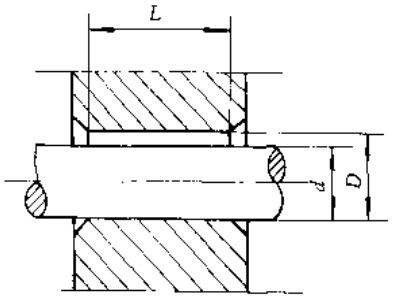


图 5 圆筒式

$W=D-d$

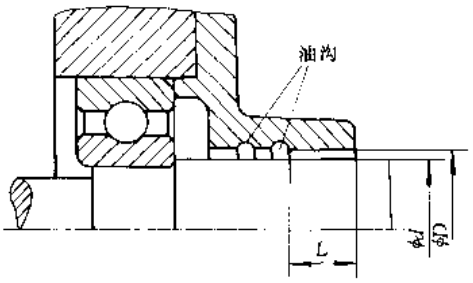


图 6 圆筒式

$W=\phi D-\phi d$

和最小有效长度 L 须符合表 4 的规定。

隔爆接合面的表面粗糙度 R_a 不应大于 6.3μm，操纵杆和转轴的粒糙度 R_a 不应大于 3.2μm。

表 2 矿用电气设备隔爆接合面结构参数

接合面型式	L/mm	L_1/mm	W/mm 外壳净容积 V	
			$V\leqslant 100cm^3$	$V>100cm^3$
平面，止口或圆筒结构	6.0	6.0	0.30	
	12.5	8.0	0.40	0.40
	25.0	9.0	0.50	0.50
	40.0	15.0		0.60
带有滑动轴承的圆筒结构	6.0		0.30	
	12.5		0.40	0.40
	25.0		0.50	0.50
	40.0		0.60	0.60
带有滚动轴承的圆筒结构	6.0		0.40	0.40
	12.5		0.50	0.50
	25.0		0.60	0.60
	40.0			0.80

表 3 矿用隔爆电气设备螺纹的最小拧入深度及啮合扣数

外壳净容积 V/cm³	最小拧入深度/mm	最小啮合扣数
$V\leqslant100$	5.0	
$100<V\leqslant2000$	9.0	6
$V>2000$	12.5	

表 4 插销外壳隔爆接合面的最大直径差 W 和最小有效长度 L

外壳净容积 V/cm³	L/mm	W/mm
$V\leqslant500$	15	0.5
$V>500$	25	0.6

隔爆外壳防爆性能试验 防爆性能试验包括隔爆外壳的强度试验和隔爆性能试验。是为了确保隔爆电气设备的隔爆外壳的强度和隔爆性能符合要求而进行的。国家防爆检验部门对生产厂送检的隔爆电气设备的隔爆外壳进行强度和隔爆性能进行试验。对其引入装置进行密封性能和机械强度试验（见矿用防爆电气设备）。生产厂对每台产品的外壳或部件逐件进行水压试验并对隔爆参数进行检查。

隔爆外壳强度试验 将隔爆型电气设备样机置于特制爆炸试验容器中，在隔爆外壳空腔内充以 9.8±0.5%（体积比）的甲烷空气混合物，点火引爆，测量其爆炸压力，共进行 3 次试验，取其中最大的爆炸压力为参考压力；然后以 1.5 倍参考压力作为强度试验压力进行试验。试验只进行一次，以试验后未发生损坏、未出现影响防爆性能的永久变形为合格。

隔爆外壳隔爆性能试验 在结构强度试验合格的样机上，进行隔爆性能试验。试验时，将结构强度试验合格的样机置于特制爆炸试验容器中，在样机内外均充以浓度为 14.0±0.5%（体积比）的氢气空气混合物，点燃引爆。点火位置设在壳内最容易传爆的位置上。重复进行 10 次试验，以外壳不损坏，外壳内爆炸不引起壳外爆炸性混合物爆炸者为合格。

参考书目

《爆炸性气体环境用防爆电气设备 隔爆型电气设备"d"》(GB3836.2—83)；中国标准出版社出版，1984。

（张连昌）

gejue fangmiehuo

隔绝防灭火 （prevention and extinction of mine fire by sealing） 采取隔绝措施将矿井已采区或发生火灾的区域严密封闭，以切断氧源达到防灭火目的的技术，又称封闭法防灭火。隔绝法是防止采空区煤炭自然发火最基本的方法，国内外煤矿中广泛应用。当直接灭火缺乏条件或有危险或无效时，都必须采用隔绝法灭火，即将火区封闭起来，在封闭区内的氧气消耗到不能维持燃烧时使火灾自行熄灭。当条件复杂、施工困难、封闭措施不彻底、采空区或火区仍有漏风时，隔绝防灭火法常与均压、灌浆等法联合使用，构成联合（综合）防灭火法（见矿井防灭火方法）。

隔绝的措施有构筑防火墙（密闭墙）、充填隔离带和局部堵塞漏风等。中国《煤矿安全规程》对隔绝防火封闭采空区的时间，以及隔绝灭火的使用条件等作了具体的规定。

隔绝防火 凡开采有自燃倾向煤层的矿井，采煤工作面回采结束后必须尽快砌筑永久性防火墙将已采区封闭。构筑防火墙的位置，在采区开采设计中确定，并在采煤工作面生产和通风系统形成后，在预定位置筑好防火门墙，备足封闭防火门使用的材料，以便随时封闭。对连续漏风带应构筑充填隔离带，对局部漏风地点采取堵漏措施，防止煤炭自燃的发生。充填隔离带材料有耐热、抗静电、不透气的废胶质风筒布或塑料布，电厂飞灰、塑料泡沫、可塑性胶泥、水砂浆等。

隔绝灭火 在通往火区的所有巷道内以最快的速度建立防火墙，阻断氧气供给使火灾熄灭的作业。当火势猛、火区影响范围大，或直接灭火无效时采用。是处理大面积火灾，特别是控制火灾发展的有效方法；但这种方法灭火时间长，且封闭的范围越大、漏风越多，灭火所需时间越长。封闭时要在保证作业人员安全的前提下，尽量缩小封闭范围，尽可能撤出封闭区内器材设备，以免冻结过多煤炭和器材设备腐蚀损毁。封闭火区的原则是"小、少、快"，即：封闭范围尽可能小，建立最少的能将火区包围隔离的防火墙，防火墙施工要快、封闭火区要快。在实施封闭过程中，要正确选择火区封闭顺序和封闭方法，采取监测火区气体成分、判别瓦斯爆炸危险程度、稳定与控制风流（见矿井火灾时期风流控制）等措施，防止瓦斯爆炸。

封闭顺序 根据瓦斯涌出和积聚情况，有入回同时、先入后回、先回后入 3 种顺序。一般应优先选用入回同时法，其次选用先入后回，而慎用或不用先回后入法。

入回同时 同时封闭火区入风侧和回风侧所有风道。有利于防止瓦斯爆炸。施工要求严格，需要施工人员多。适用于封闭有瓦斯爆炸危险的火区。

先入后回 先封闭火区入风侧风道，间隔一定时间后再封闭火区回风侧风道。救护队员或封闭材料不

充足、或者灾区人员未撤完、事故处理方案未确定时采用；回风侧温度太高、烟雾太大，救护队员难于高效率工作时，也可采用。

先回后入 先封闭火区回风侧风道，间隔一定时间后再封入风侧风道。这种封闭顺序易造成火烟逆退或瓦斯爆炸，但能及时控制火势蔓延，保护回风侧工作人员安全。

封闭方法 有通风封闭、断风封闭、注惰气封闭3种，通风封闭最常用。

通风封闭 在火区入回风两侧同时构筑带通风孔的防火墙，保持封闭区内部通风；在防火墙施工完成后撤出救灾人员，留最少的人员在入回风侧同时封堵通风孔的方法。适用于火区有可能发生瓦斯爆炸的情况下。保持火区通风的目的是及时排除瓦斯和火灾气体，避免瓦斯爆炸。堵孔时最易发生瓦斯爆炸，堵孔人员应尽快撤离灾区。

断风封闭 不维持火区通风，而在火区入回风侧同时构筑防火墙的方法。适用于救灾开始或救灾过程中确认火区中的空气贫氧（O_2<12%）、不会产生瓦斯爆炸的条件下。如果气体分析中发现火区内氧浓度增大、有可能形成爆炸性气体时，应在临时防火墙外面加筑耐爆防火墙；否则，在临时防火墙外面构筑永久性防火墙。

注惰气封闭 在封闭火区的同时注入大量惰性气体（CO_2、N_2）的方法。既可防止瓦斯爆炸，又可加速火灾熄灭，是最安全的封闭方法；但需要装备一套注惰气装置，且要有足够的惰气供应。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

（何博文 辛广龙）

geti fanghu yongpin

个体防护用品 （personal protecting equipment） 劳动者在劳动过程中为防御物理、化学和生物等外界因素伤害身体而穿戴和配备的各种物品。又称劳动防护用品。是保护劳动者在劳动过程中的安全和健康所必需的一种防御性装备，是减少伤亡事故和预防职业病的辅助措施。有多种类型，应根据不同的作业条件进行选用。

各国对个体防护用品的生产、使用、发放都有强制性的规定。中国对劳动防护用品的生产实行产品生产许可证制度，制定有特种防护用品定期检查制度，对经营特种防护用品的单位作了明确规定；并规定煤炭行业使用的劳动防护用品必须经由煤炭主管部门指定的劳动防护用品产品质量监督检验中心检验合格后才能在煤炭行业中使用，煤炭安全监察部门对劳动防护用品的发放与使用有监察的权利。

分类 按照防护部位的不同劳动防护用品分为安全帽、呼吸护具、眼面护具、听力护具、防护服、防砸马甲、护肘及护膝、护腿、防护鞋、防护手套、护肤用品和其他护品几类。目前，需发放生产许可证的劳动防护用品有头部防护类、呼吸器官防护类、眼及面防护类、听觉器官防护类、防护服装类、手足防护类、防坠落类。

选用依据 劳动防护用品牵涉面很广，门类品种多，功能、技术要求、标准等级以及材料质量、使用条件等均较复杂，通常按照作业类别和劳动防护用品适用条件进行选用，见表1。

表1 劳动防护用品选用简表

作业类别	劳动防护用品种类
易燃爆场所作业	棉布工作服、防静电服、防静电鞋
可燃性粉尘场所作业	棉布工作服、防尘口罩
地下挖掘作业	安全帽、防砸鞋
薄煤层作业	安全帽、护肘、护膝、防尘口罩
七山掘进作业	安全帽、防砸胶靴、护腿、护腰、防尘口罩
采煤掘进作业	安全帽、防护马甲（矿用护腰）、防砸胶靴
高温作业	白帆布隔离热服，耐高温鞋，防强光、紫外线、红外线护目镜或面罩，安全帽
低温作业	防寒服、防寒手套、防寒鞋
低压带电作业	绝缘手套、绝缘鞋
高压带电作业	绝缘手套、绝缘鞋、安全帽
吸入性气相毒物作业	防毒口罩
吸入性气溶胶毒物作业	防毒口罩、护发帽

续表

作业类别	劳动防护用品种类
沾染性毒物作业	防化学液眼镜、防毒口罩、防毒物渗透工作服、防毒物渗透口罩、护发帽
脏污作业	防尘口罩、护发帽、一般性工作服
腐蚀性作业	防化学液眼镜、防毒口罩、防酸（碱）手套、耐酸（碱）鞋、护发帽
恶昧作业	工作服、送风过滤式呼吸保护器
密闭场所作业	送风过滤式呼吸保护器
噪声作业	耳塞、耳罩
强光作业	防强光、紫外线、红外线护目镜或面罩
高处作业	安全帽、安全带
有物体坠落、撞击作业	安全帽、防砸安全鞋
有碎屑飞溅的作业	防异物伤害护目镜，一般工作服
操纵转动机械	护发帽、防伤害护目镜、工作服
人工搬运	防滑手套、防滑工作鞋、防砸工作鞋
接触使用锋利器物作业	一般工作服、防割伤手套
地面存在尖利器物作业	防穿刺鞋
手持振动机械作业	减震手套
承受全身震动的作业	减震鞋
野外作业	防水工作服、防水鞋
涉水作业	防水工作服、防水鞋

发展趋势 性能更好，佩戴更舒适、轻便、耐用，不影响作业。

参考书目

劳动人事部译审委员会译，《职业卫生与安全百科全书》，中国大百科全书出版社，1987。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十三篇），煤炭工业出版社，1991。

（陈开胜）

gongye waishang

工业外伤 （industrial trauma） 工人在从事工业生产劳动过程中，由于外部因素的直接作用，引起的人身组织的突然损伤。它能造成身体生理及机能的障碍，甚至危及生命，往往给生产和个人带来不同程度的损失。工业生产中完全杜绝工业外伤是不可能的，但通过采取各种预防措施可降低工业外伤的发生率。由于世界不同国家的事故统计方法不完全相同，因而对工业外伤的分类也不尽相同。煤矿中最常见的工业外伤为物体打击伤和机械伤害。在工业外伤发生后，在治疗方面，特别强调及时正确的急救处理、正规高水准的救治措施、积极的康复锻炼，以减少外伤后遗症、最大限度地恢复机体功能。

分类 按引起伤害的因素不同可分为机械伤、温度伤、化学伤、电伤等几大类。中国原劳动部矿山安全卫生监察局编制的矿山安全监察手册对工业外伤进行了详细的分类，见表1。

表1 中国工业外伤（矿山工伤事故）分类表

序号	事故名称	备注
01	物体打击	包括落物、滚石、碎裂、崩块、砸伤等
02	车辆伤害	包括挤压、碰撞、倾覆等
03	机械伤害	包括绞、辗、碰、割、戳等
04	起重伤害	包括起重设备运行过程中所引起的伤害
05	触电	包括雷击
06	淹溺	
07	灼烫	
08	火灾	包括井下火灾
09	高处坠落	包括从架子上、屋顶上坠地和坠入坑内
10	坍塌	包括建筑物、堆筑物倒塌
11	冒顶片帮	采场、巷道、硐室、掘进头等处的冒顶、片帮
12	透水	包括各种地表水地下水浸灌
13	放炮	包括放炮飞石击伤
14	火药爆炸	
15	瓦斯爆炸	包括煤尘爆炸
16	锅炉爆炸	
17	容器爆炸	
18	其他爆炸	包括粉尘爆炸、气体爆炸、钢水爆炸等
19	中毒和窒息	包括煤气、汽油、沥青、一氧化碳、氮化物等中毒和缺氧
20	其他伤害	包括扭伤、跌伤、冻伤和野兽咬伤等

煤矿工业外伤，最多见于直接物体打击伤和机械伤害。中国1990年按工业外伤分类进行统计的煤矿井下工人外伤构成如图1所示。在受伤工人中，采煤工占43.2%，掘进工占26.1%，辅助工占12.4%，机电工占7.5%，搬运工占5.6%。据中国1977～1982年煤矿的统计资料：受伤部位中，四肢约占76.9%，头颈部占12.3%，躯干占9.3%，多部位占1.5%；年平均外伤率约为12.9%，其中轻伤占97.6%，重伤占2.4%。在四肢创伤中，手指外伤（手指骨折）占各个骨骨折的第一位。温度伤是由火焰、火花、炽热物、熔融金属、蒸汽造成的灼伤或烧伤。煤矿突发性瓦斯和煤尘爆炸可造成多人的烧伤；机械加工、焊接也可引起局部烧伤。高寒地区的露天煤矿可出现冻伤。化学性强酸、强碱、磷或氟酸引起的灼伤，在煤矿的矿灯房或工人使用中也有发生。电伤主要发生在电机、电器装配、维修等工种，也可出现井下非工种性意外事故。

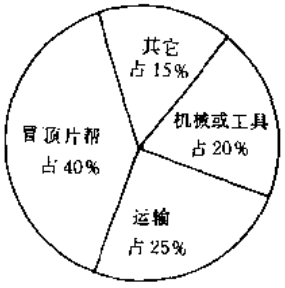


图1 1990年中国煤矿工业外伤构成

工业创伤伤员特征 主要包括：

（1）疼痛。是一切创伤最常见的局部特征。

（2）功能障碍。包括肢体活动受限，脑损伤后的知觉丧失、麻痹，心脏损伤造成的心律不齐、供血不足、心力衰竭，肺部损伤引起的呼吸困难、咯血，泌尿损伤引起的肾功能障碍、尿潴留和血尿，肠损伤导致的腹膜炎和机体中毒等。

（3）休克。由于大量出血引起。

（4）出血。表现为外流血和内脏和肌肉、软组织的内出血。

（5）栓塞。往往由于血块或异物在血管中流动造成。

（6）骨折。受伤后肢体发生功能障碍和畸形。

（7）脱位。指关节处失去正常对合关系，常伴软组织撕裂。

（8）感染。特别是开放性损伤时，常并发化脓性感染。

发生的根本原因 分为自然灾害性、技术性、管理性、设备性、工人操作违章或思想麻痹等几个方面。因工人操作违章或思想麻痹而造成的工业外伤约占66.3%～81.1%，有37%的外伤工人的外伤发生在轮休后的第一个工作日，夜班作业也是多发工业外伤的因素之一。

工业外伤事故调查 事故调查的直接目的是分析详细经过，寻找事故的起因，最终目的是防止类似事故的再度发生。工伤事故发生后，首先是以最快速度报告主管部门，重伤或重伤以上事故应及时进行现场处理和急救。调查人员由工厂安全、劳动、工会部门组成，必要时请职业卫生部门参加，遇有死亡、重大或特大事故，应由当地政府领导人及劳动、公安、检察院和工会部门参加。调查要客观，应收集一切证据，然后进行事故分析，最终形成调查报告，提出处理和预防今后再次发生的意见。

工业性外伤预防 措施包括：

（1）对工业外伤，包括轻微外伤，都要做好登记统计工作，定期作好分析，找出原因和教训，指导预防。

（2）提高生产自动化和机械化，尽量减少接触致害因素。

（3）采用和不断改进安全防护装置。在不同地点要设置音响或灯光信号，确保安全生产。

（4）改善作业场所的劳动条件和生产秩序，实行文明生产。

（5）不断对工人进行生产技术的安全规程教育。

（6）供给工人合理的、效果好的个体防护用具。

（7）建立健全各级医疗救护组织，遇有严重外伤发生时，能进行紧急抢救工作。

参考书目

刘世杰主编，《中国医学百科全书》《劳动卫生与职业病学》，上海科学技术出版社，1988。

劳动部矿山安全卫生监察局编，《矿山安全监察手册》，劳动人事出版社，1990。

（杨德昌）

gongzuomian tuchu yuce

工作面突出预测 （outburst prediction in coal face） 在已确定的突出危险区中对采、掘工作面前方煤层的突出危险性进行的预测。亦称日常预测或及时预测。任务是确定工作面的突出危险性。在工作面进行采掘前和工作面推进过程中进行。经预测后，划分为突出危险工作面和无突出危险工作面。在突出危险工作面进行采掘作业前，采取防治突出措施；在无突出危险工作面，可不采取防突措施，但采取安全防护措施。预测时应考虑的因素有工作面前方煤体的应力状态、瓦斯动力学状态、煤的结构和物理力学性质的变化及突出预兆等。按时间分为间断性预测和连续性预测 2

种；按预测地点分为石门、煤巷和回采工作面预测。不同地点（石门揭煤、煤巷掘进和回采工作面）采取的预测指标及其临界值不同。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对工作面突出预测方法和预测指标等作了规定。中国已研制出了用于快速判定采掘工作面突出危险性的便携式仪表。

石门突出危险性预测 可用瓦斯压力指标、综合指标、钻屑解吸指标、钻孔瓦斯涌出初速度指标和钻孔瓦斯解吸压力指标等其中的一个或数个指标来进行预测。

瓦斯压力指标 石门距煤层一定距离时，向煤层至少打 2 个测压钻孔，测定煤层瓦斯压力。根据煤层瓦斯压力同临界值的关系判定煤层的突出危险性。中国制定的煤层瓦斯压力临界值为 0.74MPa。

综合指标 石门距煤层一定距离时打测压孔测压并每隔一段距离采取一份煤样测定其坚固性系数（f），取 2 个测压孔所得的坚固性系数的最小值加以平均，作为煤层软分层的平均坚固性系数，并测定坚固性系数最小的 2 个煤样混合后的瓦斯放散初速度（Δp）指标。综合指标的计算式为：

$$D=(0.0075H/f-3)(p-0.74)$$

$$K=\Delta p/f$$

式中 D 为煤层的突出危险性综合指标；K 为煤层的突出危险性综合指标；f 为软分层煤样平均坚固性系数；H 为预测处距地表垂深，m；p 为瓦斯压力，MPa；Δp 为软分层的瓦斯放散初速度指标。

综合指标 D、K 的突出临界值应根据本矿区实测数据确定；若无实测资料，可参照表 1 确定。

表 1 综合指标判断表

D	K		突出危险性
	无烟煤	其它煤种	
<0.25			无
≥0.25	<20	<15	无
≥0.25	≥20	≥15	有

注：如果 D 表达式中的 2 个括号内的计算值都为负时，则不论 D 值多大，都为无突出危险。

钻屑解吸指标 当石门距煤层一定距离时，打预测钻孔取样或在打测压钻孔时采集一定粒度和质量的煤样在定容或定压解吸仪中（见彩图 9）测定其瓦斯解吸量。根据固定时间段的瓦斯解吸量或瓦斯解吸量与时间的关系，确定钻屑解吸指标。固定时间段的钻屑解吸指标 Δh_2 和 K_1 的判断指标值见表 2。

钻孔瓦斯涌出初速度指标 石门距煤层一定距离时打预测孔，在特定的条件下测量钻孔瓦斯涌出初速度指标。通过实测的指标值同临界值的关系判定工作面的突出危险性。中国制定的钻孔瓦斯涌出初速度临界指标值为 4～5L/min。

表 2 钻屑指标判断值

最大钻屑量		钻屑解吸指标		突出危险性
V_{max} /(kg/m)	V_{max} /(L/m)	Δh_2 /Pa	K_1 /(cm³/(g·min$^{0.5}$))	
≥6	≥5.4	≥200	≥0.5	有
<6	<5.4	<200	<0.5	无

煤巷突出危险性预测 煤巷突出危险性预测指标有钻屑解吸指标、综合指标和钻孔瓦斯涌出初速度指标 3 类。

钻屑解吸指标 有 K_1 和 Δh_2 2 种。测定时，在煤巷工作面软煤分层中打 2～3 个（急倾斜 2 个，缓倾斜 3 个），孔径为 42mm、深 8～10m 的预测孔，帮孔终孔处应位于巷道轮廓线外 2m 处；钻孔每打 1m 测定 1 次钻屑量，每隔 2m 取 1 次煤钻屑，按要求测定 K_1 和 Δh_2 值。根据测出的指标值同临界值的关系来判定工作面的突出危险性。中国制定的 Δh_2 和 K_1 的临界指标值见表 2。

钻孔瓦斯涌出初速度指标 距工作面两帮 0.5m 处的软分层中各打 1 个平行于工作面掘进方向、孔径 42mm、深 3.5m 的预测孔，在打完钻孔 2min 内测出钻孔瓦斯涌出初速度指标。根据测定指标值同临界值的关系，判定工作面的突出危险性。中国制定的钻孔瓦斯涌出初速度临界指标值见表 3。

表 3 钻孔瓦斯涌出初速度临界指标值表

煤的挥发分 V_{daf}（%）	5～15	15～20	20～30	>30
q/（L/（m·min））	5	4.5	4.0	4.5

综合指标 采用钻孔瓦斯涌出初速度和钻屑量指标综合评价预测工作面煤层的突出危险性的指标，常用 R 表示。R 值用下式计算：

$$R=(S_{max}-1.8)(q_{max}-4)$$

式中 S_{max} 为每个钻孔的最大钻屑量，L/m；q_{max} 为每个钻孔的最大瓦斯涌出初速度，L/（m·min）。

R 值的临界值为 6，大于或等于 6 时表明工作面有突出危险。

回采工作面突出危险性预测 回采工作面突出除受地质、瓦斯因素影响外，还受采场压力活动控制，预

测难度较大，中国目前很少开展。由于回采工作面防突面积广，施工空间狭窄，选用钻孔瓦斯涌出初速度、钻屑量两种指标综合判断效果较好，也可选用钻屑解吸指标和钻屑量指标。预测孔沿工作面每隔 10m 打一孔，孔径 42mm、深 3.5m。判断临界指标值与煤巷工作面相同。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

俞启香编著，《矿井瓦斯防治》，中国矿业大学出版社，1992。

（华福明 陈 锐）

gong zhongdu

汞中毒 (mercury poisoning) 是常见的职业中毒的一种。煤炭生产过程使用的温度计、气压计、流量计、极谱仪以及荧光灯、汞蒸气灯、石英水银灯、汞弧整流器、电流开关等仪器设备中都有汞，因而使用和维修这些仪器设备的作业人员都能接触到汞，都有发生汞中毒的可能；但煤炭生产过程中发生的汞中毒现象较少见。

在生产条件下，金属汞主要以蒸气的形式经呼吸道侵入体内，由于汞具有脂溶性，汞可迅速弥散通过肺泡壁的毛细血管被吸收，吸收率可达 70%以上；金属汞不易通过消化道吸收，约少于摄入量的 0.01%，但汞的化合物可经消化道吸收；汞亦可经皮肤侵入体内。

汞离子主要经肾脏及肠道由尿、粪排出，初期以肠道排出为主，后期主要经肾由尿排出；汞离子可以还原为元素汞经肺少量呼出，约占总量的 4%；汗腺、唾液、乳汁亦可排出少部分。

中毒机理 汞及其化合物之所以能引起机体中毒，主要是因为其与蛋白质中的巯基有特殊的亲合力；由于巯基（－SH）是人体许多重要酶的活性部分，因而当汞与巯基结合以后，巯基即受到抑制或丧失活性，导致细胞的正常代谢出现障碍。另外高浓度时，汞及其化合物还可以与酶系统的氨基、羟基、羧基、二硫基以及细胞膜内的磷酰基结合，引起相应的损害。汞在体内与蛋白质的结合，还可由半抗原成为抗原，引起变态反应，出现肾病综合症。

临床表现 急性中毒与慢性中毒有不同的表现。

急性中毒 起病急骤，有低热或中度发热、恶寒等金属烟雾热症状；口腔炎明显，齿龈肿痛、糜烂出血，并伴有食欲不振、腹痛、腹泻等症状；部分病人皮肤可现红色斑丘疹，严重病例可出现咳嗽、胸痛、呼吸困难、紫绀等支气管炎及急性间质化学性肺炎，部分中毒患者可致晕厥、痉挛。

实验室检查白细胞总数升高，尿汞增高、尿蛋白阳性，少数患者转氨酶高于正常。

慢性中毒 是职业性汞中毒中最常见的类型。主要表现有精神神经障碍、口腔炎及其它消化道症状、肾脏损害等。

精神神经障碍 头晕最多，其次为乏力、失眠、心烦、健忘等神经衰弱症候群；并伴有因植物神经功能失调而出现的多汗、心悸等症状。病情加重，患者容易兴奋、急躁，或自信心下降、注意力不集中，也可以出现忧虑、抑郁、幻觉、孤僻等。

神经系统检查常见腱反射活跃或亢进，手指、舌或眼睑出现震颤，手心多汗；严重时出现汞毒性脑病，患者肢体抖动呈跳跃状的粗大震颤、共济失调等。

口腔炎及其他消化道症状 患者齿龈酸痛、出血、流涎、口中有金属味，齿龈可出现因硫化汞的沉着而显示的深蓝色的“汞线”。部分患者明显食欲减退、肝大，但肝功能多属正常。

肾脏损害 可引起肾小管功能障碍而出现蛋白尿等肾病综合症。

实验室检查尿汞、血尿、唾液汞、发汞都有不同程度的增高；且脑电图及肌电图可能出现异常。

诊断 根据接触史、相应的临床症状和体征以及实验室检查和驱汞试验进行综合分析后进行。中国于 1974 年颁布了“汞中毒的诊断标准及处理原则”将汞中毒分为轻度、中度、重度三级。

实验室检查 包括尿汞、血汞、唾液汞、发汞检查。

尿汞 尿汞是诊断汞中毒的重要参考指标。但不同测定方法、不同人群，其正常值亦有差异，见表 1。

表 1 中国各地尿汞正常值

地 区	尿汞正常上限值 /（mg/L）	测定方法
北京	—	双硫腙热消化比色法
上海	0.04	双硫腙冷消化比色法
福州	0.05	双硫腙冷消化比色法
湖南	0.011	双硫腙热消化比色法
武汉	0.03	双硫腙冷消化比色法
成都	0.01	离子交换层离法
贵州铜仁	0.01	无火焰原子吸收法
西北五省（区）	0.03	双硫腙冷消化比色法
沈 阳	0.05	热蒸馏双硫腙比色法
长 春	0.02	热蒸馏双硫腙比色法
太原	0.05	加温消化双硫腙单色比色法

尿汞虽可反映受检者近期接触汞的情况，但与汞中毒的症状、体征、作业工龄可以不呈平行关系；所以尿汞不高尚不能排除汞中毒的可能性，而仅尿汞增高的单项指标也不能诊断为汞中毒。

血汞 可以反映体内汞吸收的程度，但个体之间差异很大，与中毒的临床症状亦不平行。1966 年 WHO (World Health Organization) 确定的正常血汞上限值为 30ng/mL。

唾液汞 唾液排汞量约为尿汞的 10%，与血汞亦有平行关系，但与临床症状亦不平行。

发汞 可反映在头发生长期间体内汞吸收的情况，分段分析发汞可反映出人体汞吸收的动态情况。

驱汞试验 可以帮助对工龄长、有汞中毒的临床表现，但尿汞不高的患者进行确诊。试验时，用 5%二巯基丙磺酸钠 5mL 一次或分二次肌肉注射，或用二巯基丁二酸钠 1g 溶于 20~40mL 生理盐水静脉缓慢注射，留 24h 尿测定汞量，若汞量为当地人群正常上限值的 2 倍以上，则有诊断参考价值。

治疗 对于汞中毒患者，应首先脱离汞接触，然后进行驱汞治疗及对症处理。

驱汞治疗 常用二巯基丙磺酸钠、二巯基丁二酸钠，亦可用青霉胺、硫胺 8-6-乙酰双氢硫辛酸甲酯二硫化物等，效果颇佳。

对症治疗 汞性齿龈炎应注意保持口腔卫生，采用牙科常规治疗；汞性震颤可用镇静药物，但疗效不理想；神经衰弱症候群可采用中西医结合的方法治疗。

预防 根本的办法就是用其他低毒或无毒的物质代替汞。在必须使用汞时，应改进生产设备，使直接操作改为遥控；或加强密闭、通风，降低空气中汞蒸气浓度，并符合卫生标准；对已被污染的工作间，可用碘 ($1g/m^3$) 加酒精点燃熏蒸，使其生成不易挥发的碘化汞；操作中要防止溅、洒、滴、漏；加强个人防护，注意个人卫生；建立卫生监测制度，并进行就业前的体格检查和操作工人的定期体格检查。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

邓世杰主编，《中国医学百科全书》(劳动卫生与职业病学)，上海科学技术出版社，1988。

(向卓辉)

guanjiang fangmiehuo

灌浆防灭火 (mine fire controlling by clay groutting) 将适宜粒度的固体惰性材料与水混合形成两相悬浮液，借助自然压头（压力、压强）或机械压头，沿专设的管路或钻孔压送至煤矿井下用以防火或灭火的技术工艺。灌浆过程中，浆液中的固体惰性材料脱水后，沉积或附着于易燃或燃着的煤的表面形成隔离层、阻止氧气与煤接触，浆液中的水吸收热量、冷却煤炭和周围介质的温度。

灌浆防灭火技术 20 世纪 20 年代首先为苏联、波兰等国应用；20 世纪 50 年代初中国开始应用和推广黄泥灌浆防灭火技术，并对其制备工艺和灌注技术进行了完善和提高。随着常规制浆材料的减少，特别是山地矿区，由于缺少水土，出现了多种制浆材料的防灭火技术；伴随阻化剂的应用又出现了阻化泥浆技术。虽然灌浆防灭火技术尚有缺点，但在土量赋存充足、供水方便的矿区，采用分层开采的矿区还是一项不可或缺的防灭火技术，是国内外煤矿应用较普遍的防灭火措施。中国《煤矿安全规程》对灌浆防灭火的应用作了规定。

灌浆防灭火技术适用于惰性材料和水源来源充足的煤矿。它防灭火效果好，灭火后不易复燃，对分层开采工作面还可起到胶结垮落物形成再生顶板的作用，并能减少煤尘生成量；但会污染井巷，且灾后恢复工程量大。对制浆材料的要求是：不含可燃物；具有能与较少的水混合成浆液的能力；输送时不堵塞管道和输送槽；易于脱水；收缩率小；来源广泛，成本低。煤矿广泛采用的制浆材料有天然黄土和砂土，已开始研究应用页岩、选煤尾矿，粉煤灰等代用材料。防火灌浆的效果及其经济性主要取决于制浆材料及浆液的制备、输送和灌浆方法与工艺。

依据采用的灌浆材料不同灌浆防灭火技术分为黄泥浆防灭火、页岩浆防灭火、粉煤灰浆防灭火、尾矿浆防灭火和水砂充填防灭火 5 种。中国多数煤矿采用黄泥浆防灭火技术。

黄泥浆防灭火 以地表天然黄土为材料，由水力或机械力制成黄泥浆，通过管道或钻孔灌注到井下防灭火地点的技术。黄泥浆防灭火的工艺环节是：灌浆工艺设计、黄土的技术性能选择、黄泥浆制备、泥浆输送、泥浆灌注、灌浆效果检验。

灌浆工艺设计 内容包括灌浆区概况、防火墙和钻孔的布置，灌浆方法、灌浆数量、钻孔灌浆量、水土比、绘制设计图、编写说明书等。

灌浆区概况 叙述区域巷道的布置、采煤方法、走向及倾斜长度、煤层厚度及倾角、顶底板岩性、采空区丢煤及岩石垮落程度。

防火墙布置 给出位置、结构、厚度、掏槽深度等。

钻孔布置 设计出各钻孔的长度、间距、方位角、倾角、编号、开孔及终孔直径、封孔方式及计划泥浆分配量。

灌浆量 按下式计算：

$$Q=k\cdot m\cdot L\cdot H\cdot C$$

式中Q为灌浆需土量，m^3；m为煤层采高，m；L为灌浆区走向长度，m；H为灌浆区倾斜长度，m；C为采区回采率，%；k为灌浆系数，取采煤体积的5%～15%。

各钻孔的灌浆量要分配均匀，各孔实行交叉式灌注，以利泥浆渗透。

水土比　泥浆中水的体积与固体材料体积之比。制作泥浆时的重要参数，直接影响灌浆质量。水土比越小，泥浆浓度越大，泥浆的粘度、稳定性和致密性也越大，包围隔氧效果越好。水土比过小，泥浆浓度过高，输送困难，容易堵管；水土比过大，泥浆浓度过低，不但防灭火效果差，而且排水工作量大。通常根据泥浆的输送距离、煤层倾角、灌浆方法与季节确定水土比。一般，输送距离短、煤层倾角大、夏季的水土比小些。管道灌浆水土比为3∶1～2∶1，钻孔灌浆水土比为3∶1～2∶1。中国辽源矿区，煤层倾角10°～25°时，水土比为5∶1～6∶1；煤层倾角25°～40°时，水土比为3∶1～5∶1。泥浆浓度常用波梅式比重计直接测定，也可用量筒取浆沉淀确定。

黄土技术性能选择　根据灌浆要求，选用合适的土质及其粒度的工作。

黄土一般为粘土、亚粘土和轻亚粘土。化学成分为SiO_2占60%左右；Al_2O_3占15%左右；Fe_2O_3占5%左右和少量的CaO、MgO及TiO_2等。

黄土颗粒的直径应小于2mm、其中小于等于0.05mm的应占60%～70%，密度2.4～2.8t/m^3，塑性指数9～11，胶体混合物（按MgO含量计）25%～30%，含砂量25%～30%，润湿速度15～20min，天然水分15%。

黄泥浆制备　分水力制备和机械制备2种。水力制备泥浆工艺及设备都较简单，国内外广泛应用。制备工艺虽各有差异，但流程相似。它借助水泵供给水枪压力水，由水冲刷黄土层并初步成浆；初浆沿泥浆沟流入泥浆槽进一步混合，经筛板除去杂物流入喇叭口和注浆干管，如图1所示。

水压较小、黄土层较硬时，需人工或机械松土。

机械制备泥浆分固定式和行走式2种。固定式需要设备多、工艺复杂，现已很少使用。行走式制浆由行走式搅拌装置、供水管、过滤筛板、喇叭口、泥浆搅拌池组成。泥浆搅拌池多采用料石砌筑，一般都设大小相等的2个，一池存土浸泡，另一池进行搅拌；容积根据矿井最大日需要量和取土供给能力确定。泥浆浓度由调节供水量控制。泥浆搅拌均匀后经过滤筛板、喇叭口流入井下灌浆干管。搅拌池的布置及搅拌机的结构如图2所示。

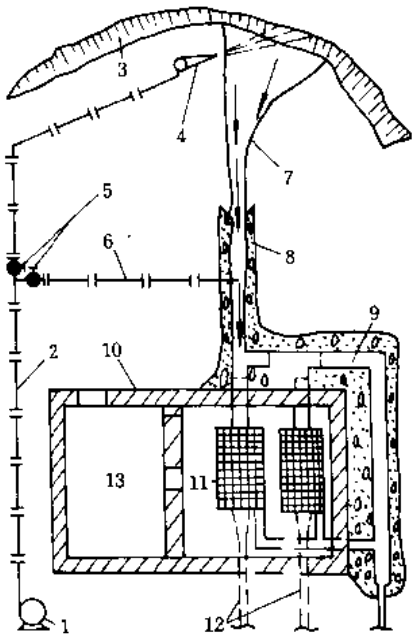


图1　水力取土自流式制浆系统

1—水泵；2—供水管；3—采土场；4　水枪；5—闸门；6—调浆水管；7—自然泥浆沟；8—搅制泥浆沟；9—溢浆沟；10—筛子房；11—筛子；12—注浆干管；13—值班室

黄泥浆输送　主要采用管路输送。当采用集中灌浆站时，输送泥浆管道大多是通过副井或回风井、总回风道、采区集中回风道、工作面回风巷送至采煤工作面。有的矿井，输浆干管由钻孔引入井下，再用支管引至采煤工作面。

干管的布置有“L”形和“阶梯形”之分。“L”形布置能量集中，可充分利用自然压头，注浆能力较大，安装、维护、管理都较简单，但随井深增加，斜管与平管相连处易发生崩管事故；适用于矿井浅部。深井时“阶梯形”优于“L”形。

黄泥浆灌注　分钻孔法和埋管法。从时空关系来衡量，防火灌浆又有随采随灌、采后灌注及采前预灌之分。

钻孔法　向灌浆区打钻孔注浆的作业。预防性灌浆时，通常把钻孔布置在灌浆区上部。采区阶段高不大时，沿走向打一排钻孔，并使其孔底落在采空区回风道冒落免压圈之内，并深入1～2m；阶段高较大或因地质条件变化大时，可再增加一排钻孔，第二排钻孔要落于采空区的中部或偏下部，两排钻孔间距，上排为10～20m，下排为20～30m，钻孔要互相交错布置，并要下套管。钻孔的位置和角度取决于灌浆巷道与灌浆

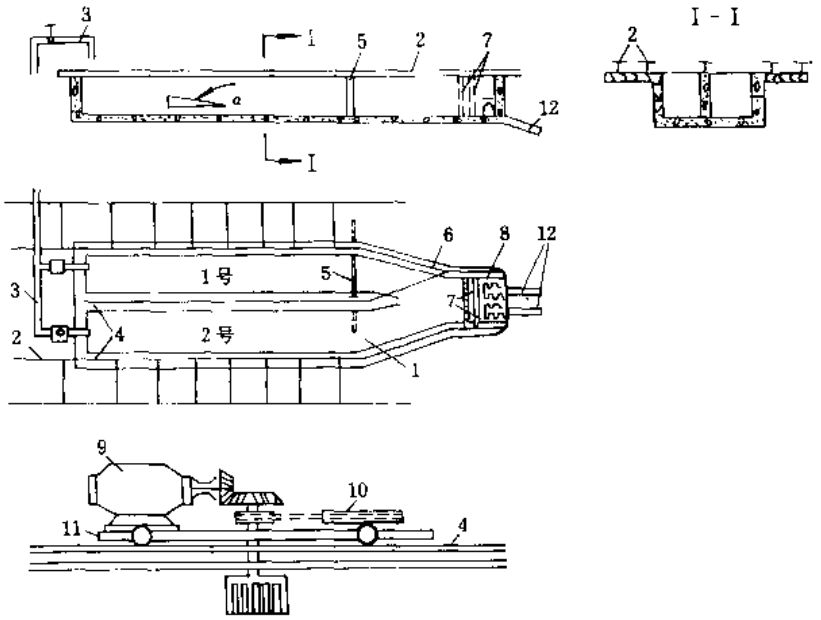


图 2　行走式泥浆搅拌池布置图

1—泥浆搅拌池；2—窄轨铁路；3—供水管；4—搅拌机轨道；5—闸板；6—道岔；7—筛板；8　管头筛板；9—电机；10—胶带轮；11—平板车；12—搅拌叶轮

区之间标高差和水平距离，以及岩石冒落高度和岩石冒落角等因素。

埋管法　随着工作面的推进，在放顶之前，沿回风道在采空区内预先埋设管路，随时灌注泥浆的工艺。此法工艺简单，省材料，但注浆时间短、量少，适用于工作面推进慢的采空区灌浆。

随采随灌　沿工作面的倾斜方向，将采空区分成段块，放顶后向采空区内灌浆或洒浆的工艺。泥浆的水土比控制在 2∶1～3∶1。此法能及时将顶板冒落线后的采空区灌足泥浆，对预防采空区浮煤自燃效果比较好、而且，在分层开采时能增加顶板再生能力；但容易使运输巷道积水，且泥浆可能流入采煤工作面，恶化劳动条件。

采后灌浆　在采区或采区的一翼全部采完后，将整个采空区进行封闭灌浆的工艺。采后灌浆要在发火期内完成。这种方法安全、可靠，采空区受浆量大，效率高，灌浆工作不受开采工作的限制，适应性强。适用于单一工作面采完之后或倾斜分层第一分层采完后、急倾斜煤层水平分层的一个小阶段采完后以及局部地区的泥浆隔离带或巷道火灾封闭地区。采后灌浆可以由采空区两侧（开切眼和终止线）的石门或采空区邻近煤层的巷道向采空区打钻灌浆，亦可在回风巷、运输巷及每个中间平巷砌筑防火墙进行插管灌浆。

采前预灌　多用于有小窑破坏的矿井。在一个区域岩石中间运输巷和岩石回风巷掘出之后、煤层平巷未掘以前，从运输巷或回风巷向上方打钻孔，探明有老窑后，接管灌浆；一个钻孔灌满后，按顺序移到另一点打钻、灌浆，直到整个工作面上方的老空区基本灌满；经过适当时间的脱水后，再掘进煤层运输巷和回风巷，最后再回采。钻孔的布置多用倒八字形及放射状，钻孔终端间距一般为 30～50m。工作面斜长超过 90m 时，应在进、回风两侧布孔、灌浆，而且钻孔位置错开。

灌浆效果检验　重点检验采煤工作面留的煤皮、底煤、煤柱、旧巷、开切眼、终采线等地点的灌浆量及灌浆区停止灌注后浆液脱水情况，有积水时，须采取措施排水。分层开采时，要观测工作面顶部泥浆沿走向和倾斜的分布，并绘制泥浆分布图。中国甘肃窑街矿区灌浆质量的检验标准是：泥浆沿走向扩散范围 36m、沿倾斜 50m，在采空区的分布率达 80%（占采空区总面积）以上，开采下分层过程中无发火和高温点为一级；泥浆分布率在 60%～80%，下分层开采中未发火，有高温点，但不影响生产为二级；达不到上列指标为不合格。

灌浆过程的各项记录有钻孔台帐、灌浆工程台帐、防火墙工程台帐、气体分析台帐和泥浆分布台帐等。

页岩浆防灭火　用地表或井下排至地面的页岩，经人工破碎研磨制成页岩浆，送至井下灌浆区用以防火和灭火的工艺。

页岩浆防灭火技术除制备工艺略异于黄泥浆防灭火技术外，其输送及灌注工艺皆无大的差异，实际应用效果也好，但需增添制浆设备，较黄泥浆防灭火初期投资高。页岩浆制备流程如图 3 所示。

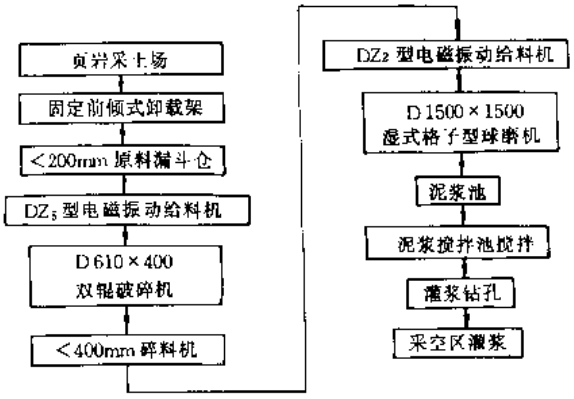


图 3 页岩浆制备流程图

粉煤灰浆防灭火 以燃烧粉煤的电厂灰渣作为灌浆材料进行防灭火的工艺。制备时，将粉煤灰运至贮灰场，利用压力水将水、灰混合，沿 1/500 坡度的渠道流入输浆池，筛板过滤后输入井下干管。粉煤灰浆与黄泥浆相比，密度稍小，但性能完全可满足灌浆材料的要求，且易输送、脱水性能好，是目前有推广应用前途的防灭火材料之一。制备工艺、系统及流程与水砂充填防灭火相似。

尾矿浆防灭火 用洗煤厂浮选过程的废弃物作为制浆材料，进行防灭火的工艺。为提高粘结性，一般向其中添加 20%的粘土和 3%的石灰。尾矿浆的制备是将浮选后的尾矿经浓缩机浓缩，由砂浆泵压入圆形搅拌池与粘土、石灰搅拌混合，经过滤后再输入井下干管、灌注到灌浆区。工艺流程与黄泥浆防灭火类似。

水砂充填防灭火 利用压力水，通过管道将河砂、山砂、工业炉渣等材料输送至充填区域，用于防灭火的工艺（见开采巷矿井充填系统及倾斜分层“V”形长壁上行充填采煤法）。水砂充填用于隔绝火区、充填巷道的冒顶及空洞等场合。因设备庞大，通常与水砂充填采煤法结合使用。水砂充填防灭火的工艺流程与设备与采煤充填工艺及设备相似，可共用，亦可单独设置，单独使用时规模可小些。

应用水砂充填防灭火时，同样要选择合理的充填材料和确定水砂比。充填前，根据不同地点的充填要求，构筑包括底铺门子、堵头门子、拉帮门子和半截门子等构筑物。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

秦书玉等编著，《煤矿井下内因火灾防治技术》，东北大学出版社，1993。

（刘克仁）

guangganshesi jiawan cedingqi jiaozhunyi

光干涉式甲烷测定器校准仪 （calibrator for methane detector of interferometer） 在规定条件下，对光干涉式甲烷测定器进行校准并确定基本误差的仪器。用于对光干涉式甲烷测定器的调校、质量检验及计量检定。其是根据光干涉甲烷测定器的工作原理（见甲烷测定器），基于气体折射率与密度呈正比关系，通过改变光干涉式甲烷测定器的甲烷室和空气室的压力差（空气压力法）来产生气体折射率的差别，从而实现对仪器的校准和基本误差的测定的，如图 1 所示。其实质是产生空气压力并显示空气压力值及其所对应的空气中甲烷浓度值的一种压力计。有水柱或汞柱压力式和电子传感器式 2 种，水柱或汞柱压力式由水柱或汞柱、储水盒或储汞盒、加压球、微调螺杆手轮等组成，见彩图 1C。

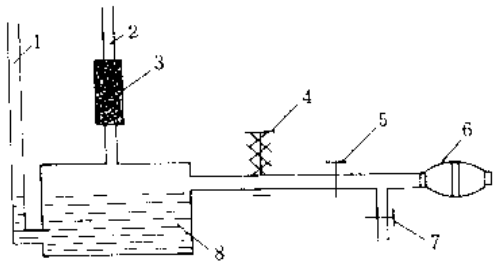


图 1 光干涉甲烷检测仪校正仪原理图

1—水柱；2—被校正甲烷测定器接口；3—氯化钙；4—微调；5—水柱开关；6 加压球；7—加压开关；8 水盒

在标准状态（101325Pa、20℃）下，甲烷测定器的甲烷室、空气室间的压力差同测定器显示的甲烷浓度值间的对应关系为：

$$\Delta p = p_0 \frac{n_{m0} - n_{a0}}{n_{a0} - 1} \cdot X$$

式中 Δp 为甲烷室与空气室间的压力差，Pa；p_0 为标准大气压力，101325Pa；n_{m0}、n_{a0}为甲烷和空气在标准状态下的折射率，$n_{m0}=1.0004419$，$n_{a0}=1.0002925$；X 为测定器显示的甲烷浓度值。

故有： $\Delta p = 51753.69X$

测量时，在测出测定器的甲烷室的压力值后，即可

根据甲烷浓度同空气压力差的对应关系表（见表1）求出测定器甲烷浓度示值的偏差。校准量程为0～100% CH_4 的测定器时，要求使用的校准仪的量程不低于53kPa；校准量程为0～10%CH_4 的测定器时，要求使用的校准仪的量程不低于7kPa。

表1 标准状态下甲烷浓度对应的压差值

甲烷浓度（%）	1	2	3	4	5
压差值/Pa	517	1034	1551	2068	2585
甲烷浓度（%）	6	7	8	9	10
压差值/Pa	3103	3619	4137	4653	5170

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（王铁军）

guifei

硅肺 （silicosis） 长期吸入含游离二氧化硅的粉尘所引起的以肺组织纤维化为主的慢性、进行性、全身性疾病。曾称矽肺。是尘肺中发病快、病情重、预后差、危害性最大的一种职业病。病人即使脱离粉尘作业，病情仍可继续进展。煤矿中的岩巷掘进工、装矸工和放炮工等因长期接触硅尘发生硅肺的可能性最大。

硅肺发生与否主要取决于作业点空气中粉（硅）尘浓度、粉尘中游离二氧化硅含量和接触粉尘的时间3个因素；此外粉尘的分散度、粉尘中是否混有其它粉尘和微量元素以及个人的体质和对硅尘的敏感性对发病也有影响。

发病机理 对硅肺发病机理的研究已久，学说很多，但至今仍未完全阐述清楚。归纳起来主要有机械刺激说、化学中毒说、硅酸聚合说、表面活性说、免疫说和生物膜损伤说（又称巨噬细胞损伤说），目前趋向生物膜损伤说。

Allison于1966年提出的观点认为，在硅尘被肺泡巨噬细胞吞噬后，由于硅尘的毒作用巨噬细胞的溶酶体膜会因损伤而释放多种酶，使巨噬细胞自身消化死亡，而又由于巨噬细胞死亡后被释放出来的硅尘又会被其它巨噬细胞吞噬，这样巨噬细胞反复吞噬硅尘反复崩解后的产物即刺激成纤维细胞，从而产生大量胶原而形成硅结节。也有学者认为，巨噬细胞被硅尘溶解是因水合石英表面的SiOH基团和细胞膜脂蛋白结构上的受氢体（氧、氮和硫原子）之间形成了氢键从而导致巨噬细胞膜本身的破裂而造成的。而英国学者Heppleston于1969年提出的观点认为，硅尘被吸入肺泡后能引起Ⅰ型上皮细胞表面分泌一种类脂质物质，由于这种类脂质物质刺激骨髓中干细胞后可使大量巨噬细胞聚集到肺泡对硅尘进行吞噬，而吞噬石英尘后的巨噬细胞又会不断被破坏而死亡，并释放"H"因子，因而刺激成纤维细胞即形成胶原纤维。Garbor于1975年提出的观点则认为，硅尘对肺泡巨噬细胞的毒作用是因细胞膜上脂类过氧化反应增高而使溶酶体膜破坏造成的。Davis于1986年在总结了近30年各国学者对硅肺发病理论的基础上提出了硅肺发病新概念：即硅肺是因长期吸入各种结晶型二氧化硅而引起的一种慢性炎症、肺部纤维化疾病，其发病的关键是硅尘与肺泡巨噬细胞之间的相互作用；巨噬细胞吞噬硅尘后能分泌白细胞介素－1（Interleukin－1），由于白细胞介素－1会刺激T－辅助细胞增生、并会刺激B细胞，促进浆细胞分泌免疫球蛋白，因而在巨噬细胞分泌的白细胞介素－1和巨噬细胞生长因子（MDGF）促进成纤维细胞生长的作用下，就导致了胶原的形成。

硅肺发病机理比较复杂，用单一学说很难阐述清楚，目前多数学者比较一致的看法是，认为硅尘与肺泡巨噬细胞之间的相互作用是硅肺发病的关键，而硅尘破坏巨噬细胞生物膜是硅肺发病的起点，巨噬细胞释放多种因子是形成硅肺的必要条件。

病理改变 硅肺的病理改变主要为硅结节、弥漫性间质纤维化和硅肺团块。硅结节是由层层排列呈同心圆状胶原纤维紧密缠绕构成的，类似蒸头切面，是硅肺的特征性病理改变；随着硅肺的进展，硅结节可相互融合而成大结节或硅肺融合团块，从而使肺组织实变、失去弹性，使邻近肺泡产生高度肺气肿。弥漫性肺间质纤维化是指胸膜下、肺小叶间隔、小血管周围及小支气管周围，有时波及到其邻近的肺泡间隔的纤维组织增生，会累及气管、支气管、肺血管、胸膜、心脏等脏器而造成一系列的继发性改变，是各种尘肺共有的病理改变。

临床表现 硅肺病人的临床症状与硅肺期别不完全相一致，主要取决于有无合并症。早期硅肺患者一般无明显临床症状，随着病情进展可出现呼吸困难、胸闷、胸痛和咳嗽咯痰等症状；由于硅肺病造成的肺部弥漫性纤维化和并发肺气肿可使肺泡有效呼吸面积显著减少、通气－血流比例失调，因而呼吸困难是硅肺病人主要自觉症状。晚期硅肺由于大面积肺泡毁损，继发性肺气肿加重，大量肺泡毛细血管床被破坏，会造成肺动脉高压而并发肺心病。尘肺引起的低氧血症可并发呼吸衰竭。硅肺患者易合并肺结核（见尘肺结核），硅肺

一旦合并结核，劳动能力即丧失，影响预后。

诊断 依据有：详细的硅尘接触史，包括工种工龄和粉尘作业现场卫生学调查资料；患者的临床资料和实验室有关检查报告；符合投照条件的X线胸片。目前国内外硅肺的诊断标准是X线胸片表现。中国早在1963年就颁布了《矽肺*的X线分期及其诊断标准》；1986年卫生部重新颁布新的《尘肺X线诊断标准》(GB5906－1986)(见尘肺)，该标准适用于中国一切尘肺病诊断，并规定矽肺*的诊断必须经国家认可的矽肺*诊断小组(由卫生医师、放射医师和肺科医师共同组成)集体读片会诊后方能定诊。

治疗 根据硅肺的基本病理改变，治疗时要全面考虑硅肺的原发病变和继发病变。由于硅结节中的基质(粘多糖)、纤维、蛋白、类脂和碳水化合物5种主要成分中的纤维组织，特别是其中的胶原纤维是无法吸收或逆转的，尘肺病变中的大块纤维化、胸膜增厚以及肺气肿、右心室肥大肺心病等继发性病变也属不可逆，因此国内外多数学者至今仍认为硅肺病是无法根治的；但由于硅肺继发的肺部炎症、支气管功能性痉挛、低氧血症引起的反射性肺动脉收缩而造成的肺动脉高压加重以及尘肺合并渗出性肺结核等病变通过积极治疗可以吸收好转，因此当前硅肺治疗主要是阻断或延缓硅肺病的自然进展，及早控制合并症，减轻病人痛苦，提高硅肺病人生活质量与寿命(见尘肺)。

预防 主要措施是：按粉尘卫生标准要求严格作好防、降尘工作，坚持湿式作业、综合防尘；加强个体防护(见尘肺)。

参考书目

钟明、鲍含诚等主编，《尘肺合并症》，中国医药科技出版社，1993。

(杨祖六)

guolüshi zijiuqi

过滤式自救器 (filter self rescuer) 利用装有化学过滤剂的滤毒装置将有毒空气过滤成无毒空气供佩戴者呼吸用的呼吸保护器。仅能防护一氧化碳一种气体。为确保防护性能，必须定期进行性能检验。世界上最早使用的过滤式自救器是1924年由美国MSA公司生产的并在美国煤矿使用的BM1402型自救器；中国使用的第一批过滤式自救器于1958年由抚顺煤矿安全仪器制造厂生产，并于1980年由煤炭工业部下令在全国煤矿推广。由于佩戴过滤式自救器后人员呼吸所需的氧仍来源于外界空气中，且装置中的过滤剂(触媒剂)的数量有限，因而其使用范围有一定的限制。中国生产有AZL和MZ系列过滤式自救器仅用于氧浓度不低于18%和一氧化碳浓度不高于1.5%的环境中。目前AZL系列应用较普遍。随着自含氧自救器的开发，美国于1981年开始、苏联于1990年开始停止过滤式自救器在矿井中使用，而用自含氧自救器代替。

中国生产的AZL－60型过滤式自救器的防护时间为60min，结构如图1所示。人吸气时，外界含一氧

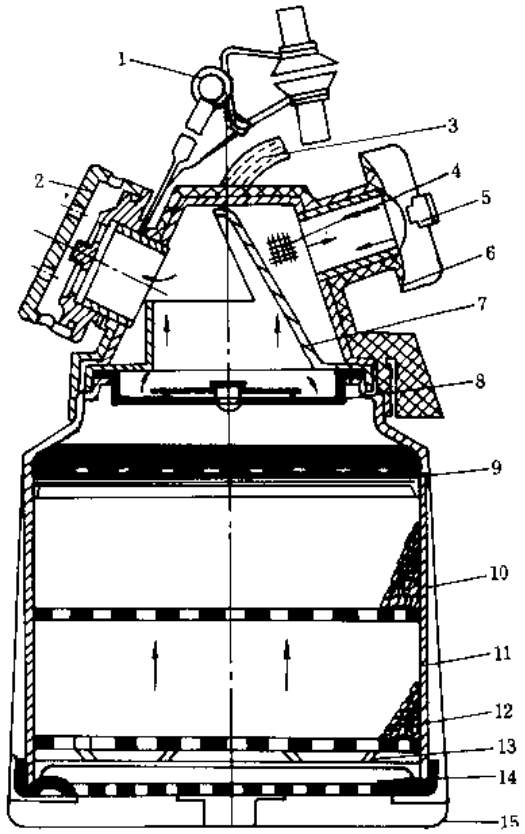


图1 AZL－60型自救器结构图

1—鼻夹；2—呼气阀；3—头带；4—降温网；5—牙垫；6—口具；7—口水档板；8—吸气阀；9—滤尘层；10—催化剂层；11—滤尘纱布袋；12—干燥剂层；13—补偿弹簧；14—滤尘层；15—减振垫

化碳的有毒空气先流经滤尘纱布袋及滤尘垫，滤去粉尘后再流经干燥剂层，去掉空气中水汽后再通过催化剂层，有毒的一氧化碳被催化氧化转化为无毒的二氧化碳，最后经吸气阀、降温网从口具被吸入口中。呼气时，呼气经口具、降温网、呼气阀排至外界大气。自救器所用干燥剂是浸氯化钙和溴化锂的活性炭；所用的催化剂(霍加拉特剂)是活性二氧化锰和氧化铜的混合

* 硅肺的旧称。

物（见呼吸保护剂药剂）。AZL－60型自救器外形见彩图11，其外壳由上盖和下底2部分组成。上盖的槽内，放有密封胶圈，利用封口带及闭锁器把上盖严密地压紧在下底上。外壳的作用是保护滤毒装置不受污染和损伤，并保护化学药剂不受水汽侵害。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（施申忠）

H

hangdao tiaorequan

巷道调热圈 (heat controlling rock ring sourrounding working) 在井巷周围，由于和流经其间的风流进行换热而形成的一圈不同于初始岩温的岩石圈。它能对风温进行调节。巷道调热圈是时间、巷道断面积等的函数 ϕ，随着时间的推移，巷道调热圈会逐渐向岩体深处扩展，初期较快，在头几天可达1～2m，然后逐渐缓慢下来，1年后，可达十几米；随着巷道断面积的增大，由于岩石同风流的换热面积扩大，从岩体向风流传递的热量即增大，因而巷道调热圈即会变厚。巷道调热圈呈现沿巷逐渐变薄的现象，主要是因为沿巷风流同巷道岩壁发生热交换后，风温同岩壁温度差值变小。巷道调热圈的大小及其温度分布是风温预测计算的基础。

在没有地下水参与对流换热及传湿时，藉传导传热井巷围岩岩温随时间和距离而变化的情况可用下式描述：

$$\frac{t_x-t_n}{t_{vr}-t_n}=\mathrm{erf}(A)-\exp\left(B_i+\frac{B_i^2}{4A^2}\right)\mathrm{erfc}\left(A+\frac{B_i}{2A}\right)$$

$$A=x/2\sqrt{a\theta}$$

$$B_i=hx/\lambda$$

式中 $(t_x-t_n)/(t_{vr}-t_n)$ 为温度参数准数，为量纲为1的数；t_x 为距巷壁 x 处的岩温，℃；t_{vr} 为初始岩温，℃；t_n 为风温，℃；a 为导温系数（热扩散系数），m^2/s；θ 为时间，s；x 为距煤壁距离，m；h 为传热系数，W/(m^2·℃)；λ 为岩石的导热系数，W/(m·℃)；B_i 为比欧准数。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

（陈碧皖）

Hateman baozha shiyan zhuangzhi

哈特曼爆炸试验装置 (Hartman apparatu for explosion test) 用于煤尘和其他可燃性粉尘云最低点火能量等着火爆炸特性参量测定的装置。所测的特性参量是评价煤尘和其他可燃性粉尘爆炸危险性和解决有关防爆安全问题的技术依据。

装置结构 由圆柱式哈特曼罐、压气喷尘系统、喷尘点火延时控制器、电火花发生器、瞬态波存器、单板机等组成，如图1所示。圆柱式哈特曼罐的容积为1.2L，下部为钢质体、上部是由金属架固位的透明有机玻璃管，有机玻璃管内径64mm。钢质体圆柱壁上安装有电火花点火针，其口设有调节点火针针端间距的调节螺杆（一般为5mm），点火针是端部为半球形的直径为2mm的钨丝，距钢质体底部100mm。哈特曼罐上

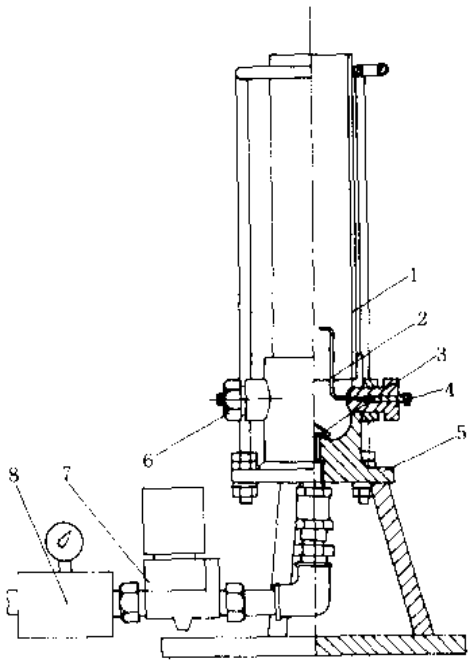


图1 哈特曼爆炸试验装置

1—透明有机玻璃管；2—点火针；3—喷尘头；4—点火针位置调节螺杆；5—钢质体；6—绝缘螺套；7—电磁阀；8—储气罐

部做成有机玻璃管是为了有利于观察粉尘云的着火燃烧情况，以便对粉尘云是否被点燃作出判断。压气喷尘系统由气源（空压机或高压气瓶）、储气罐、电磁阀、储尘器、喷尘头组成，用管路与哈特曼罐相连；储气罐内径 46mm、长 118mm，用以储存喷尘所需的定容、定压空气；电磁阀用来控制气路的通断；储尘器存储试验用的定量粉尘；喷尘头是伞形反射式，并有环式弧形导流槽，以利于粉尘云在爆炸罐内形成和均布，安装于哈特曼罐的钢质体底部；喷尘点火延时器由直流稳压电源和时间继电器组成；电火花发生器一般是用电容式电火花发生器，方形波电火花发生器和非方形波电火花发生器，方形波电火花发生器放电时其放电电流、电压均不随放电持续时间变化，即放电强度在整个放电过程中保持不变；瞬态波存器用来对点火源放电的放电电压、电流及放电时间参量进行采集存储并实时显示放电波形；单板机则用于从瞬态波存器中读取采集数据并计算打印出电火花的能量值及电火花的存在时间。

试验方法 称取定量粉尘（粉尘粒度为全部过 74μm 钢孔的标准筛）置放于储尘器中，将储气罐的气压加到 0.5MPa，根据所需的点火能量值调节电火花发生器的充电电压、放电电阻及预置放电时间，点火时间滞后于喷尘 0.2s；然后按下按钮进行试验，观察引燃粉尘云火焰的传播情况，如果火焰向上（点火针针端位置为起点）传播 60mm 以上则判定为着火，否则为未着火。

粉尘云最低点火能量的测定 即在最佳喷尘压力、最佳点火延时及最易点燃浓度条件下测得的点火能量。最佳喷尘压力为 0.5MPa，最佳点火延时时间为 0.2s；最易点燃浓度应通过试验找出，即将点火源能量固定不变，参照粉尘云最佳爆炸浓度范围值适当增减试验浓度测得最易点燃浓度（燃烧最猛烈的浓度），然后在最易点燃浓度条件下，按顺序改变点火能量值进行试验，直到找出在同一试验条件下连续 20 次试验均未着火的点火能量值 E_1 和连续 20 次均着火的点火能量值 E_2，则粉尘云最低点火能量值 E_{min} 则介入 E_1 和 E_2 之间，即：

$$E_1 < E_{min} < E_2$$

装置的标定 为使装置所测定的粉尘云最低点火能量值与别的实验室所测数据保持一致性，用石松子、蒽醌、聚丙烯腈粉样对试验装置及试验方法进行的校订工作。应至少用一种粉样进行定期校定。3 种粉样在试验前应在 50℃ 的温度下干燥 24h。3 种粉样的试验结果应与下述范围值相一致：

石松子（中位径 $d_{50}=31\mu m$）：$E_{min}=5\sim15mJ$

蒽醌（中位径 $d_{50}=18\mu m$）：$E_{min}=2\sim6mJ$

聚丙烯腈（中位径 $d_{50}=27\mu m$）：$E_{min}=2\sim6mJ$

沿革 试验装置最先由美国矿业局匹茨堡研究中心于 1930 年研制使用。美国曾用该试验装置对煤尘和其他可燃性粉尘的着火爆炸特性进行较广泛的试验测定研究，并对该试验装置的容积、结构作过改进，还曾用红外线测尘传感器对粉尘分布的均匀性作过研究分析。该试验装置曾为部分国家所引用。国际电工委员会（IEC）已把该试验装置推荐为粉尘云最低点火能量的测定装置。

（田仁曲）

hanwasimei de xingzhi

含瓦斯煤的性质 （character of gas-bearing coal） 煤含瓦斯后，形成煤－瓦斯统一介质体系，煤的物理力学性质即发生一系列的变化，主要表现在煤的强度减低、吸附膨胀变形和弹性模量的变化。这些变化使煤层应力、瓦斯和煤质三因素相互联系。因而在防治煤与瓦斯突出和瓦斯抽放的机理认识上，必须考虑含瓦斯煤的性质。

含瓦斯煤的强度 煤层排放瓦斯后硬度变大。20 世纪 50 年代初，苏联学者 И. Л. Эттингер 等人利用摆式硬度计和落锤法测定了煤在瓦斯介质中强度的变化，得出：在二氧化碳介质（压力为 0.1MPa）中，煤强度降低 25%～30%，当二氧化碳压力达 4～4.5MPa 时，煤强度降低 50%以上。中国煤炭科学研究总院抚顺分院对成型煤样的试验表明，当瓦斯压力（试验时充气压力）为 2.0MPa 时，煤的抗压强度降低 60%（CO_2 中）和 54%（CH_4 中）。中国矿业大学对成型煤样进行的三轴试验表明，在同一侧压力条件下，吸附瓦斯的煤样的强度有明显减小；充气压力相同，吸附二氧化碳时，煤强度的减小量大于吸附甲烷时的减小量。在瓦斯介质中煤强度的降低是煤的吸附变形所致，是煤中游离瓦斯和吸附瓦斯综合作用的结果。

煤的吸附变形 煤吸附瓦斯后产生膨胀变形，解吸瓦斯后发生收缩变形。20 世纪 30 年代初，F. T. Meehan 和 D. H. Bangham 最早对木炭和煤进行吸附膨胀变形试验，所用的吸附体有二氧化碳、二氧化硫、氨、水和酒精等，得出的吸附膨胀率为 0.16%～2%。И. Л. Эттингер 等人进行了煤样在常压和高压下吸附二氧化碳和甲烷的吸附变形试验，得出不同破坏类型煤在 0.1MPa 压力下吸附二氧化碳时的初始（吸附 5min 时）膨胀率为 0～1.21%、在 5MPa 压力下吸附甲烷时的吸附膨胀率为 0.14%～0.24%。中国煤炭科学研究总院抚顺分院通过试验得出的煤吸附 CO_2 和

CH_4 时的吸附变形率同压力间的关系式为：

$$\varepsilon_x=\frac{ABp}{1-Bp}$$

式中 ε_x 为煤的吸附变形率，‰；p 为吸附瓦斯压力，MPa；A 为煤的吸附变形常数，标志煤的极限吸附变形率，‰；B 为吸附变形常数，标志吸附率随压力变化的速度 MPa^{-1}。表 1 为中国一些煤层煤样的吸附变形常数值。

吸附变形力　煤在约束条件下吸附瓦斯时吸附膨胀变形所转化的应力。中国煤炭科学研究总院抚顺分院用刚性测力计对中国焦作矿务局大煤在不同二氧化碳压力下煤的吸附应力值进行的直接测定表明，煤的

表 1　中国部分煤层煤样的吸附变形常数

煤样名称	挥发分含量 (%)	煤的坚固性系数 f	煤的瓦斯放散初速度指标 Δp /Pa	吸附 CO_2		吸附 CH_4	
				A (‰)	B /MPa^{-1}	A (‰)	B /MPa^{-1}
北票台吉立井 4 层	36.95	0.45	60	12.658	0.775	2.028	3.472
阳泉一矿北头嘴 3 煤	9.66	0.12	210	10.101	1.456	3.704	2.250
焦作九里山矿大煤	12.73	0.20	230	9.709	1.609	4.545	1.058
白沙红卫矿坦家冲 6 煤	8.89	0.16	190	9.346	1.466	2.890	2.041
鹤岗南山矿 18 层	31.15	0.73	50	8.621	1.018	2.577	2.713

制约吸附变形量（煤在自由和制约状态吸附变形量之差）与吸附变形力成正比（图 1）。当煤层中瓦斯含量不均时，在高瓦斯含量区域，由于吸附变形力的存在，煤层应力将局部升高。

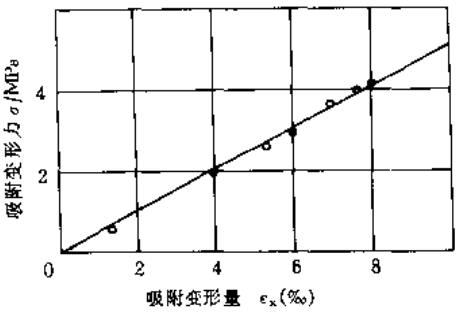


图 1　煤的制约吸附变形量与吸附变形力关系曲线

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

（王佑安）

hongwaixian fushe wenduji

红外线辐射温度计　(infrared thermometer)

利用物体表面的红外线辐射能量与其绝对温度存在一定关系的特性，通过非接触方式测量物体表面辐射能量以测定其温度的携带型仪器。煤矿中用于测定巷道、煤柱、采空区、高顶等煤温的变化情况，以确定煤自燃火源位置；检查动力电缆及各种电气设备的发热情况，以判定火灾险情。

红外线辐射温度计的测量原理是斯忒潘－玻尔兹曼定律：

$$W=\sigma\varepsilon T^4$$

式中 W 为物体单位表面红外线辐射能量，W/m^2；T 为物体绝对温度，K；ε 为物体表面的比辐射率（0～1）；σ 为斯忒潘－玻尔兹曼常数，$5.67\times10^{-8}W/(m^2\cdot K^4)$。

维恩定律表明，物体温度愈高，其辐射红外线峰值波长愈短。煤从自热到发火，其温度在 30～200℃范围；但由于煤的传热，实际观测到的表面温度常在 100℃以内，其辐射波长分布在 7.5～10μm 之间。

仪器工作原理如图 1 所示。被测物体表面辐射的部分红外线经透红外窗口及聚焦透镜进入红外探测器，被调制盘切光的红外线由红外接收元件转换成交变电信号，电信号通过前置放大器、选频放大器与调制同步检波后将接收的红外线能量显示出来。

红外线辐射温度计是非接触型测温仪表，它具有反应快、灵敏度高的特点，因此可十分方便、准确可靠地测量出较小的温度变化。这种仪器只能测定表面温度，当探寻煤自燃部位时，和其他煤自然发火预报方法配合则更有效。

20 世纪 70 年代初，美国、中国研制了矿用红外线辐射温度计，首次把红外线辐射测温技术引入到煤体

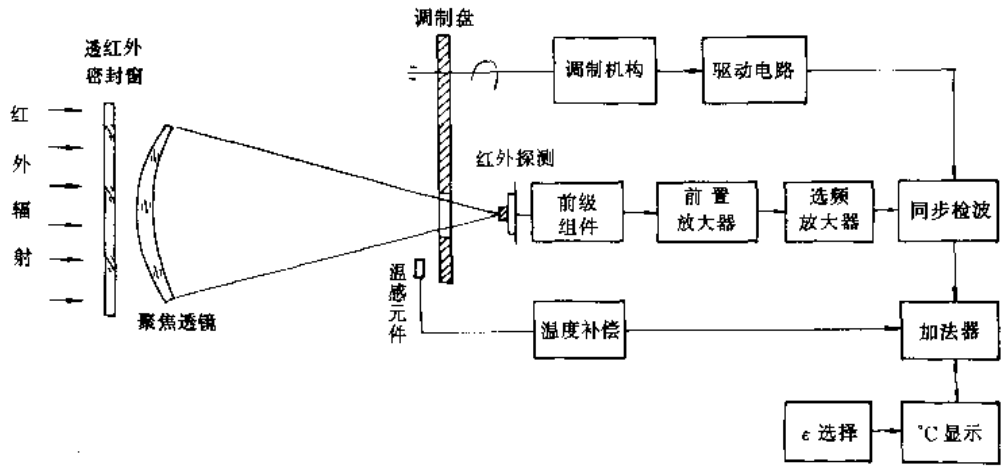


图 1 红外线辐射温度计原理图

表面非接触测温方面。一些典型的产品有原苏联的"量子－PT"高温计，测量范围为 0～150℃；波兰的 RPP02 型红外火源探测仪，测量范围为 0～50℃；中国辽宁省煤炭研究所于 1975 年研制了红外线火源探测仪，量程有 0～12℃、0～50℃、0～100℃三档，最小鉴别温差为 0.5℃，具有 1.5°×1.5°视场，距 5m 远时，可测目标尺寸为 5000mm²。

（尹芳雄）

huxi baohuqi yaoji

呼吸保护器药剂 (chemicals for breathing protective apparatus) 装在呼吸保护器的清净罐、生氧药罐及起动器内的化学药剂。起吸收人呼气中的二氧化碳及产生氧气的作用。按功能不同分成吸收剂、一氧化碳氧化触媒和化学生氧剂 3 类。

吸收剂 包括：①装在氧气呼吸器清净罐中的二氧化碳吸收剂；②装在过滤式自救器滤毒药罐前部的干燥剂。

二氧化碳吸收剂 有氢氧化钠、碱石灰和氢氧化锂 3 种。中国矿山救护队普遍使用碱石灰装填清净罐。

氢氧化钠（苛性钠） 装在氧气呼吸器的清净罐中，用于吸收人呼出的二氧化碳。由于苛性钠疏空性差，吸水后极易粘结成块，因而清净罐内分层装填苛性钠与波纹金属网，利用金属网分隔苛性钠，用以防止药剂粘结成团而阻塞气流，降低呼吸阻力，同时起到增加药剂与气流接触面积、提高对二氧化碳的吸收能力的作用。苛性钠还能吸收水分。充填苛性钠的药罐只能作一次性使用。

碱石灰 装在氧气呼吸器的清净罐中，用于吸收人的呼气中的二氧化碳。组分以氢氧化钙为主，含有少量的氢氧化钠；氢氧化钠用于提高吸收二氧化碳的速度和保持所含的水分。吸收二氧化碳的化学反应式为：

$$Ca(OH)_2+CO_2 \longrightarrow CaCO_3+H_2O$$

装填碱石灰的清净罐在使用后，换装新的吸收剂可重复使用。

制取碱石灰时，首先将优质石灰磨细放入消化槽内；再把适量的苛性钠溶于规定量的水中，并倒入消化槽内使石灰粉消化；静止后，捏和、干燥、造粒、过筛、包装。

碱石灰应达到的技术要求是：

（1）外观呈白色或粉红色（含指示剂）直径 3mm、长 3～5mm 的圆柱体；

（2）对二氧化碳吸收率不小于 28%；

（3）水分为 15%～18%；

（4）球磨法强度不小于 65%。

碱石灰除了能吸收二氧化碳外，还能吸收二氧化硫、硫化氢、氯化氢、硝酸蒸汽及氮氧化物，在碱石灰上喷上高锰酸钠溶液后还可以有效吸收氢化氰、二氧化硫等酸性还原性气体。

氢氧化锂 它吸收二氧化碳的吸收率比碱石灰高 1 倍以上；但使用时会产生呛人的粉尘，须在清净罐两端设玻璃纤维垫等隔尘。装填氢氧化锂的清净罐重量较轻。

干燥剂 装在过滤式自救器的前部，用来保护一氧化碳氧化触媒避免因水汽中毒，保护其活性及延长防护时间。实际上是水分吸收剂。使用中干燥剂吸湿性能会逐步下降，透过干燥剂层空气的湿度会逐渐增加，触媒也会逐渐失效，最后会导致出气中一氧化碳浓度

超限；因此过滤式自救器的防护时间实际上取决于干燥剂的吸湿性能。

制取干燥剂时：首先将活性炭干燥，按规定比例放进配制好的氯化锂或溴化锂溶液中浸泡，并搅拌均匀静置；然后倒入蒸发锅中蒸发和搅拌，直至表面干燥；最后，将其取出，升温至170℃以上活化处理4h。

干燥剂的技术要求是：

(1) 粒度（球状炭）为1～3mm；

(2) 球磨法强度不小于80%；

(3) 吸湿性能在25℃相对湿度95%以上空气以3600mL/min流量通过内径为28mm、内装19mL干燥剂的检验管条件下，出气的水汽分压15min前不大于227Pa、30min前不大于333Pa、60min前不大于533Pa，平均水汽分压不大于400Pa。

一氧化碳氧化触媒 装在过滤式自救器滤毒罐中，用于把大气中的一氧化碳催化氧化成二氧化碳的药剂。化学反应式表述为：

$$CO+\frac{1}{2}O_2 \xrightarrow{触媒} CO_2$$

有霍加拉特剂，高锰酸银以及将钯、铂、银载在活性炭、二氧化锡及五氧化二钒等载体上的触媒等几种。霍加拉特剂由60%活性二氧化锰和40%氧化铜组成，使用最为广泛；但由于触媒活性表面能强烈吸附水汽，而活性表面被水分子覆盖后无法再吸附一氧化碳和氧分子，因而触媒会因水汽而中毒；对于因水汽中毒的触媒，将其加热除去水汽后，其活性仍可恢复。将霍加拉特剂制成条状可使触媒的抗冲击性和耐磨强度得到很大的提高，可延长自救器携带服务年限。其他几种触媒虽不怕水汽，理论上可长期使用而活性不降低，且对于高锰酸银，空气湿度愈大，转化一氧化碳的活性愈好；但由于价格昂贵，且活性会因同一氧化碳起一定的化学反应而降低，因而使用范围很有限。

霍加拉特剂的制法 制法很多，中国普遍应用的是硫酸法和碳酸铵法。

硫酸法 该法制活性二氧化锰的化学反应式为：

$$2KMnO_4+H_2SO_4 \longrightarrow 2HMnO_4+K_2SO_4$$

$$2HMnO_4+3MnSO_4 \longrightarrow H_2SO_4+Mn(SO_4)_2+4MnO_2$$

$$Mn(SO_4)_2+2H_2O \longrightarrow MnO_2+2H_2SO_4$$

制造氧化铜的化学反应式为：

$$2CuSO_4+2Na_2CO_3+H_2O \longrightarrow Cu(OH)_2\cdot CuCO_3+2Na_2SO_4+CO_2$$

$$Cu(OH)_2\cdot CuCO_3 \xrightarrow{加热} 2CuO+CO_2+H_2O$$

制备的步骤为：

(1) 活性二氧化锰制备。将硫酸锰细粉、水和浓硫酸配制成硫酸锰悬浮液，在一定温度下把粒状高锰酸钾加到悬浮液中。反应完毕后，将混合物以细流方式注入正在搅拌的大量水中水解，用倾析法洗至硫酸根和洗水一致。

(2) 在活性二氧化锰上沉淀碱性碳酸铜。把无水碳酸钠热溶液加到搅拌着的二氧化锰悬浮液中，再加硫酸铜热溶液，搅拌后，将沉淀物用倾析法洗涤。

(3) 过滤、干燥、成型、破碎成粒及活化。沉淀物过滤后，放在烘箱中干燥、破碎成粉，再加压成型，重新破碎成粒状触媒，筛取10～18目颗粒触媒，置于活化炉中进行高温活化。

碳酸铵法 该法制备活性二氧化锰的化学反应式为：

$$2KMnO_4+2NH_4HCO_3 \longrightarrow 2MnO_2+N_2+CO_2+K_2CO_3+5H_2O$$

$$2KMnO_4+(NH_4)_2CO_3 \longrightarrow 2MnO_2+N_2+K_2CO_3+4H_2O$$

制备的步骤为：首先将高锰酸钾用热水溶解；再将碳酸铵（碳酸氢铵粉可直接加入）溶在冷水中，并放在分液漏斗内，将其慢慢滴入高锰酸钾溶液中进行反应，反应完后，继续搅拌一段时间；然后再加入硫酸，直至pH=3；再将此悬浮液倒入大瓶中，用倾析法洗2次，调节好水量，然后搅拌，倒入硫酸铜沸液；再加入碳酸钠沸液，继续搅拌一段时间，并用倾析法洗1次；沉淀后倒入有滤袋的离心机中滤去溶液，继续用水冲洗，沉淀至硫酸根含量同洗水一致；最后取出沉淀物，在烘箱中干燥、磨细、加压成型、破碎成粒状触媒，筛取其中10～18目的触媒颗粒置于烘箱中进行高温活化。

霍加拉特剂的技术要求

(1) 活性。在将含1%的一氧化碳、水汽分压为1070Pa的空气以2300mL/min的流量通入直径为26mm的检验管，放置于在50±0.2℃水浴内，检验管内装14.5mL触媒，在通气60min时的条件下，检验管出气的CO含量不大于0.5%；

(2) 粒度为10～18目；

(3) 球磨法强度不小于58%。

化学生氧剂 用于化学氧呼吸保护器上，利用其与佩戴者呼气中的水汽及二氧化碳发生化学反应生氧。有碱金属过氧化物或超氧化物及氯酸盐2类，碱金属过氧化物或超氧化物呈碱性，能吸收二氧化碳及水汽，放出氧气，生氧量能随呼吸需要而调节，常用的有超氧化钾和超氧化钠；氯酸盐（氧烛）在配入催化剂或金属粉燃料引发产生高温的条件下，热分解而放氧，生氧量不能随呼吸需要而调节。

超氧化钾生氧剂 用作化学氧呼吸保护器的生氧

剂，同水汽和二氧化碳反应的化学方程式是：

$$2KO_2+H_2O \longrightarrow 2KOH+1.5O_2$$

$$2KOH+CO_2 \longrightarrow K_2CO_3+H_2O$$

制法　利用液体金属钾在空气中喷雾氧化制取。生产过程可用下面反应方程式表示。

$$K+O_2 \xrightarrow{\text{喷雾}} KO_2$$

用浓度85%以上的过氧化氢溶液和氢氧化钾作用，也能制造超氧化钾，其反应式为：

$$2KOH+3H_2O_2 \longrightarrow 2KO_2+4H_2O$$

配方　为提高生氧剂的放氧速度和对水汽及二氧化碳的渗透性能，超氧化钾生氧剂由经加压破碎、过筛成粒的超氧化钾纯粉和催化剂，二氧化碳吸收剂及疏孔剂组成。

目前中国已经研制成功片状超氧化钾生氧剂，该生氧剂比粒状剂更能抗击矿工长期携带自救器的冲击和磨损，粉尘生成量远比粒状剂少，故能提高自救器的使用安全性和携带寿命。

技术要求　见表1。

表1　超氧化钾生氧剂技术要求表

项　目	技术指标值	
	KO_2药粒	KO_2药片
有效氧（%）	30	29
体密度/（g/mL）	0.68～0.72	0.62～0.76
粒度/mm	ϕ1～ϕ3	ϕ6、ϕ8、ϕ9（根据用户要求）
冲撞粉尘率（%）	≤2（滚磨粒）	≤0.9
防护性能	防护时间、氧与二氧化碳浓度、呼吸阻力和吸气温度达到规定要求	

超氧化钠生氧剂　除用作化学氧呼吸保护器的生氧剂外，还可配制供自救器初期生氧的钠起动药块。

制法　将金属钠在空气中喷雾氧化生成的过氧化钠放入纯氧气中，在高温高压条件下处理制取。化学反应式为：

$$2Na+O_2 \xrightarrow{\text{喷雾}} Na_2O_2$$

$$Na_2O_2+O_2 \xrightarrow[28MPa、450℃]{\text{高压釜、氧}} 2NaO_2$$

配方　由超氧化钠纯粉和氧化钙添加剂组成。当同二氧化碳作用时，氧化钙反应生成不溶的碳酸钙，可起到骨架作用，有利于降低生氧剂的呼吸阻力和提高生氧性能。

技术要求　见表2。

表2　超氧化钠生氧剂技术要求表

项　目	技术指标值
有效氧（%）	≥34.5
体密度/（g/mL）	0.9
粒度/mm	ϕ5～ϕ2.7
瓷球球磨法强度（%）	≥85
防护性能	防护时间、氧与二氧化碳浓度，呼吸阻力和吸气温度达到规定要求

钠起动药块　超氧化钠生氧剂的一种，装在化学氧自救器起动装置中，利用酸瓶中的稀硫酸和钠起动药块作用可快速生氧的特点，解决化学氧自救器在使用初期生氧量不能满足佩戴者呼吸需要的问题。钠起动药块的成分有超氧化钠粉、硼酸、铝粉、硅藻土和硫酸锰。配制时，把各组分混合，压制成药块。平时装在起动装置内，自救器被启用时，装置上的打击机构首先击碎酸瓶，稀硫酸即和钠启动药块作用放氧，满足佩戴者的初期呼吸需要。

氯酸盐生氧剂（氧烛）　在铁粉、锰粉等金属燃料或氧化钴、催化剂的作用下，利用引发药及发热药经火帽或水引发点燃放出的热量而热分解放氧的生氧剂。按分解的原理划分为燃料型、催化剂型和水引发型3种。用作氧烛型自救器的生氧剂和碱金属超氧化物自救器启动装置的生氧剂。氯酸盐分解放氧的化学方程式为：

$$NaClO_3 \xrightarrow{\text{燃料、催化剂或水引发}} NaCl+1.5O_2$$

燃料型　依靠燃料氧化的放热来维持氯酸盐的分解反应。常用的燃料有铁粉、锰粉、铝粉等。通常这类氧烛由引发药、发热药和生氧药三部分组成。使用时，引发药首先被点燃，然后依次点燃发热药和生氧药，转入正常生氧。其生氧速度基本恒定。

催化剂型　用氧化钴催化剂来加速氧烛分解，由分解反应放出的热量来维持氯酸盐继续分解。由引发药、发热药和生氧药三部分组成。

水引发型　依靠配方中的氧化钠和水反应生成的高热量使氧烛分解生氧。这类氧烛的反应温度比燃料型要低200℃，且使用0.1mL水即可引发氧烛。

参考书目

Н. С. Лиденко，《Регенеративний респиратор приемяемый в горноспасательном деле》，Недра，1984.

В. В. ходот,《Горноспасательное Дело》, Углетехиздат, 1951.
吕希伦编著,《无机过氧化合物化学》,科学出版社,1987。

(施申忠)

huxiqi mianju

呼吸器面具 (mask of respirator) 连接呼吸器和人体呼吸器官的器具。有口具鼻夹和面罩等多种结构,对其气密性,视野保存率等性能有严格要求。按结构的不同划分为口具鼻夹、半面罩、全面罩、头套和头盔5种,矿山救护队多采用口具鼻夹和全面罩,且全面罩在逐步取代口具鼻夹。

口具鼻夹 矿山救护工作呼吸器和矿工自救器的主要面具。其特点是:体积小,着装简便,对呼吸道密封可靠,视野不受限制,脸部散热好;须用嘴呼吸,长期吸入高温高湿空气易得喉炎,救灾时鼻夹有时会滑脱或被刮掉而造成人员中毒,队员因某种原因而神志不清时会吐出口具而造成队员中毒,长期用牙咬口具会使牙受损,不能说话,队员之间只能用警笛手势联络,和基地联络更加困难。

半面罩 多数用于使用时间较短的防毒、防尘口罩和苏生器上。其特点是:着装比较简单,对视野限制不大;对脸部的密封不够可靠。一般不允许用作救护队工作呼吸器的面具。

头套 使用时,将整个头部套住,依靠颈部松紧带来密封,因此散热困难,长时间佩戴会不舒服,视野也受很大限制。一般用于供风式长管呼吸器;对于高层建筑火灾时避难用的自救器,使用头套可以保护头部不致烧伤。矿山救护队除了用于防热服上的呼吸器外,一般不用头套。

头盔 其体积质量都较大,散热欠佳,视野受到限制。主要用于防热、防毒服和潜水服,在矿山救护队呼吸器上使用很少。

全面罩 分为整体套头式双眼窗面罩、头带拉紧式双眼窗面罩和头带拉紧式大眼窗面罩3种。依靠紧贴人脸的橡胶密封环实现气密;密封环有单层和双层2种,双层的密封可靠性比单层的好。全面罩的特点是:佩戴时可以用鼻子呼吸,高温高湿空气不直接刺激咽喉;救灾时不易脱落,使用安全可靠;通过发声膜片讲话,队员间、小队和基地间可方便联络;视野受一定限制;有害空间较大;眼窗易上雾;密封性因人的脸型差异而受一定影响。随着大眼窗并带阻水罩的全面罩的开发,以及不上雾有机透明材料及擦水器的应用和双密封环脸部密封圈的试验成功,上雾和密封性问题已得到很大的改善。

整体套头式双眼窗面罩 这种面罩着装简单,作用安全可靠,适用于救护伤员和工作呼吸器发生故障时队员佩戴退出灾区。但佩戴后头部不易散热,视野小,易上雾。

头带拉紧式双眼窗面罩 佩戴这种面罩比整体套头式面罩舒服,但视野也很小。这种面罩过去主要用于军用防毒面具。

头带拉紧式大眼窗面罩 又分成有阻水、无阻水罩2种。该面罩视野大,内设传声膜,便于对外联络。现在矿山救护队和消防队的工作呼吸器都改用带阻水罩的大眼窗面罩;其结构如图1所示,由头带、带扣、擦水器手柄、有机玻璃眼窗、传声器、呼吸软管、擦水器、阻水罩及面罩体所组成。

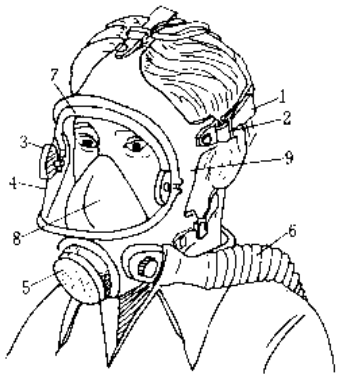


图1 呼吸器用全面罩结构图

1—头带;2—带扣;3—擦水器手柄;4—有机玻璃眼窗;5—传声器;6—呼吸软管;7—擦水器;8—阻水罩;9—面罩体

(施申忠)

huxiqi xingneng jianchayi

呼吸器性能检查仪 (test instrument for respirator) 检查闭路氧气呼吸器性能和各项技术参数的仪器。中国生产的呼吸器性能检查仪有AJH-3型和AJ-3型2种。

AJH-3型呼吸器性能检查仪 主要用于检查AHG-4型和AHG-2型氧气呼吸器的性能检查。外形如图1所示。

技术参数 见表1。

检查项目 可以检查呼吸器10项技术参数:①正压气密;②负压气密;③排气阀开启压力;④自动补给阀开启压力;⑤定量供氧流量;⑥自动补给阀供氧流量;⑦呼气阀气密及逆向漏气量;⑧吸气阀气密及逆向漏气量;⑨清净罐气密;⑩清净罐装药后通气阻力。其中经常检验的项目为①~⑤项。

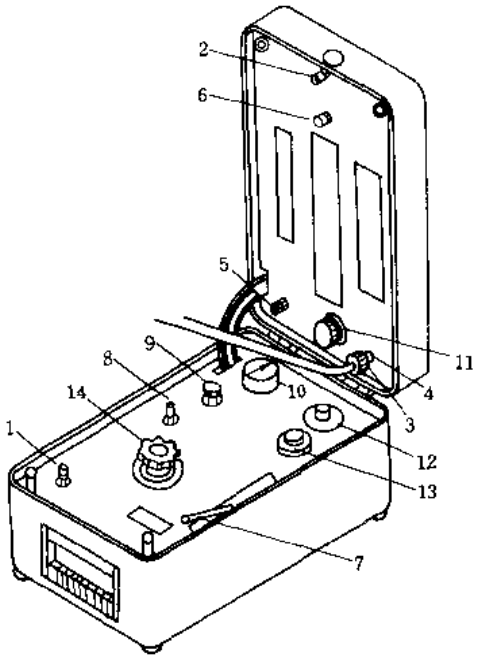


图 1 AJH－3 型呼吸器性能检查仪外形图

1—手摇供气接头；2－抵抗器接头；3—M10 接头；4—大流量计接头；5- 小流量计接头；6—水柱计接头；7—摇把；8—定量供气接头；9—流量阀；10—压力表；11 -水柱计调节手轮；12—减压器调节钮；13—外接气瓶接头；14—换向阀

表 1 AJH－3 型呼吸器性能检查仪技术参数表

项　　目		单　位	数　　值
压力测量范围		Pa	－980～＋1178
流量测量范围	大流量计	L/min	0～100
	小流量计	L/min	0～2
手摇泵供气流量		L/min	0～12
外接气瓶供气流量		L/min	0～60
外形尺寸		mm	360×210×190
质　　量		kg	8

主要部件 呼吸器性能检查仪的主要部件有：①兼作水柱抵抗器的水柱压力计；②大流量计；③小流量计；④手摇泵供气系统；⑤定量流量供气系统；⑥开关、接头、流量调节阀；⑦压力表；⑧气瓶连接装置；⑨三通胶管。

AJ－3 型呼吸器性能检查仪 主要用于检查 AHY－6 型呼吸器的性能。正面如图 2 所示。

技术参数 见表 2。

检查项目 可检查呼吸器的 7 项参数：①正压气密；②负压气密；③排气阀动作压力；④自动补给阀动作压力；⑤定量供氧流量；⑥自动补给阀流量；⑦手动补给阀流量。

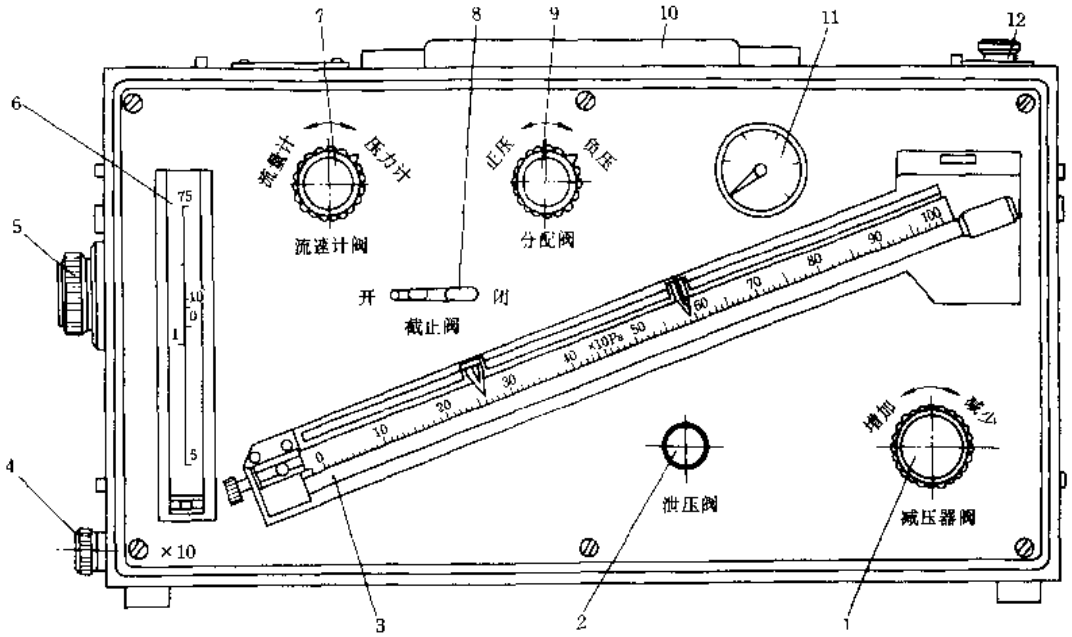


图 2 AJ－3 型呼吸器性能检查仪正面图

1—减压阀旋钮；2－泄压阀旋钮；3—压力计兼差压流量计；4—部件检查接头；5—呼吸器检查接头；6—流量计；7—流速计测压测流量变换旋钮；8—截止阀旋钮；9—正压、负压分配阀旋钮；10—提手；11—压力表；12—定位头

表 2 AJ－3 型呼吸器性能检查仪技术参数表

项　　目	单位	数　　值
正压与负压测量上限	Pa	1000
压力计精度	级	2.5
差压流量计流量范围	L/min	0.6～2.0
浮子流量计上浮子流量	L/min	10
浮子流量计下浮子流量	L/min	60、90、100、150
引射器可造成的最大正压或负压值	Pa	5880
引射器充气或抽气时的最大流量	L/min	150
外形尺寸	mm	450×250×198
质　　量	kg	14

· 参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

（施申忠）

huanangyan

滑囊炎 (bursitis)　关节长期反复受压或反复受震荡而引起的非感染性炎症性职业病。主要见于薄煤层作业人员的膝、肘、肩等处滑囊。中国于 1964 年将煤矿井下工人滑囊炎列为职业病。

滑囊是一种封闭的结缔组织小囊，扁平而壁薄，内容物为少量滑液；多位于体内坚韧结构的 2 个摩擦面之间及肌腱与骨面相接触处。滑囊具有缓冲压力、减少摩擦、促进润滑、增加运动灵活性之功效。对于薄煤层作业人员，由于进出工作全靠膝肘支持身体爬行，撞煤、凿岩时呈跪位或侧卧位，肘、膝、肩、髂外、踝等处长期受压，因而很易引起这些部位的滑囊出现非感染性炎症；对于靠人力拖拉竹筐或铁斗进行运输的矿井，其工作人员双肩由于长期受压摩擦，也易发生滑囊炎；有时由于长期的强烈压迫及摩擦，在原来没有滑囊的部位也会产生滑囊炎，还可能在某一部位因频繁而强烈的作业及反复轻微的损伤而引起滑囊炎。煤矿井下工人滑囊炎多发生在髌前、鹰嘴、肩峰下等处滑囊，好发部位为膝外侧、膝内侧、喙突下、跟骨、髌骨上等处。滑囊炎有不同的发展阶段，且是可以预护和治疗的。

临床症状　处于急性滑囊炎期、慢性萎缩退化性滑囊炎期和慢性增殖滑囊炎期 3 个不同阶段时的临床症状自不相同。

急性滑囊炎期　主要表现为关节周围形成有圆形、椭圆形或不规则的囊性肿物，自觉疼痛、活动受限，压之有轻度痛及波动感。肿物大小不等，最大者可达 10×5cm。穿刺囊液为血性渗出物。

慢性萎缩退化性滑囊炎期　滑囊逐渐萎缩退化，同时伴有局部皮肤过度角化，呈胼胝样变。患者自觉酸胀，压迫时疼痛，走路时局部有踩雪音，触之局部有捻发音或有砂粒样小体；X 线片检查可见滑囊有点状或条状钙化，局部骨质吸收或骨质硬化。滑囊造影可见肿大之囊肿位于皮下，腱－腱间或腱－骨间囊壁呈毛刺状。手术切除标本外观为圆形或椭圆形囊性组织，壁薄如纸，可透见腔内之血性渗出液，呈暗紫色；囊壁光滑，滑膜充血肿胀，有少许纤维束膈。显微镜下可见囊壁为滑膜组织所覆盖，滑膜绒毛增生，表面附着一层纤维蛋白、滑膜下层细胞浸润。

慢性增殖性滑囊炎期　临床经过时间长，反复发作。囊性肿物长期存在，除走路或受压迫有微痛外，多无明显不适，可扪及清楚之囊肿边界，穿刺液呈淡黄色透明粘液。囊壁厚 3～5mm、坚韧，与周围组织粘连较紧密。囊壁形成纤维性索条及乳头状增殖。镜下可见滑膜呈退行性变，可见有软骨增生，滑膜下层胶原纤维增生，有成堆的淋巴细胞和单核细胞浸润，纤维硬化型可见表皮呈胼胝样，镜下见皮下胶原纤维增生，细胞成分及脂肪组织极少，汗腺及皮脂腺萎缩消失，小血管扩张；滑囊壁退化萎缩，有的完全为结缔组织所代替；滑膜层退化变性，呈玻璃样变；滑膜下层胶原纤维过度增生，与皮下增生的胶原纤维连同一起，呈瘢痕样改变。

诊断　中华人民共和国煤炭工业部于 1987 年 12 月 19 日发布了《煤矿井下工人滑囊炎诊断标准》(MT168－87)。其诊断要点是：从事煤矿井下工作 6 个月以上，患部有长期反复磨压或急性外伤史，局部肿块、酸胀痛、关节运动痛，活动时局部有踩雪感；可见囊性肿物，界限清楚，有压痛、波动感、捻发音；穿刺液呈血性或黄色粘液。

治疗　急性期采用单纯穿刺抽液加压包扎法多能治愈。慢性增殖期以穿刺抽液，囊腔内注射激素治疗为主，不愈者手术切除。慢性纤维硬化期的皮肤呈胼胝样变，具有耐磨压作用，不宜手术切除，以局部涂消炎软膏和加强防护为宜。

预防　以改进生产工艺，对受压部位进行加垫保护为主。

（傅振辉）

huaxueyang zijiuqi

化学氧自救器 (chemical oxygen self rescuer) 利用化学生氧物质产生氧气，供矿工从灾区撤退脱险用的呼吸保护器。为隔离式自救器的一种。用于灾区环境大气中缺氧的条件下。有碱金属超氧化物型和氯酸盐氧烛型2类。世界上第一台化学氧自救器由德国倍姆柏克（Bamberger）博士发明，是利用过氧化钠等化合物与人呼气中的二氧化碳和水汽作用生氧的仪器。中国第一代化学氧自救器为AZG－40型，于1969年研制成功并投入生产；第二代为AZH－40型，于1986年研制成功；第三代为OSR系列，于1993年研制成功。为确保自救器的防护功能，应定期对自救器进行性能检验。

碱金属超氧化物型自救器 利用碱金属超氧化钾或超氧化钠同人呼气中的二氧化碳和水汽作用而生氧的自救器。中国生产的AZG－40型、AZH－40型和OSR系列自救器均属此类。其化学反应式为：

$$2KO_2\ (NaO_2) + H_2O \longrightarrow 2KOH\ (NaOH) + 1.5O_2$$

$$2KOH\ (NaOH) + CO_2 \longrightarrow K_2CO_3\ (Na_2CO_3) + H_2O$$

OSR系列有OSR－20型、OSR－40型、OSR－60型3种；采用氯酸盐氧烛生氧原理起动：当拔掉击发锤限位销钉时，击发锤在弹簧力的作用下击发起动装置上的引火帽，从而放出热量使氧烛反应生氧，氧气经连接装置及药罐进入气囊，供佩戴者初期呼吸用。其呼吸系统结构如图1所示，生氧剂装在生氧罐内的上、下隔板组之间，当佩戴者呼气时，呼气经呼吸软管通过生氧罐，呼气中的水汽和二氧化碳即与生氧剂发生反应而生氧，生成的氧气进入气囊；吸气时，气囊中的气体再次经过生氧罐、呼吸软管、口具而进入人的呼吸道。当生氧量超过人的氧耗量时，气囊鼓满、内压升高，排气阀即开启向外界放出过剩氧气。其气路方式为往复式（呼吸循环过程中，气体二次反复通过生氧剂）；且在呼吸软管中设有热交换装置，人呼气时，呼出的气体中的水汽冷凝在装置上，吸气时，干热空气通过热交换装置过程中因冷凝在其上的水分蒸发吸热，吸气即被冷却降温。其外壳由上盖和下底2部分组成，上盖通过封口带、密封胶圈和闭锁器被压紧在下底上。OSR系列的性能检验主要有外壳气密性检验（见自救器气密检查仪）和防护性能检验2项，防护性能检验有人佩戴试验和呼吸代谢模拟器检验2种方式。

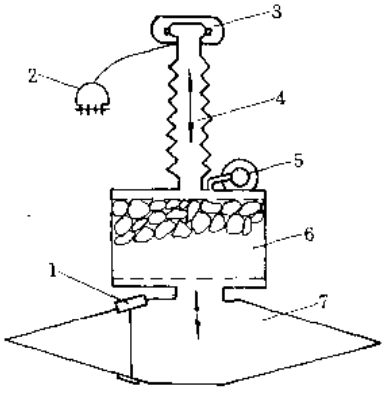


图1 呼吸系统结构示意图

1—排气阀；2—鼻夹；3—口具；4—呼吸软管；5—起动装置；6—生氧罐；7—气囊

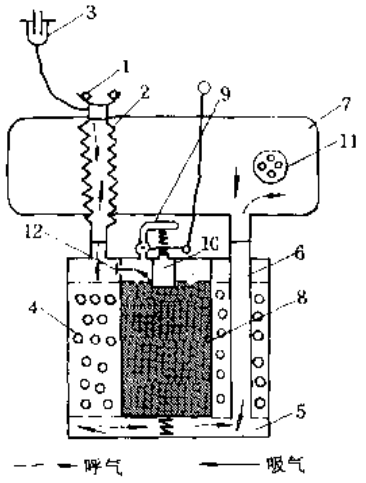


图2 OXY－C－15G自救器结构示意图

1—口具；2—呼吸管；3—鼻夹；4—环状清净罐；5—底室；6—通气管；7—气囊；8—氧烛筒；9—起动器；10—引发剂；11—排气阀；12—单向阀

氯酸盐氧烛型自救器 通过引发氯酸钠氧烛产生氧气的自救器。氯酸钠生氧的化学反应式为：

$$NaClO_3 \xrightarrow[\text{引发}]{Fe\text{或}Co_2O_3} NaCl + 1.5O_2$$

其生氧速度只取决于氯酸钠的分解速度，不能随呼吸需要而调节；由于生氧量一般大于人的呼吸需要量，故氧的利用率较低。氧烛对水汽敏感性弱。佩戴氯酸盐氧烛型自救器时，人员呼出的二氧化碳由清净罐中的二氧化碳吸收剂吸收。中国到目前为止，尚未生产有氯酸盐氧烛型自救器；生产氯酸盐氧烛型自救器的国家有德国、日本、美国等国。

德国Dräger公司生产的OXY－C－15G氯酸盐氧烛型自救器的结构如图2所示，其防护时间为15min，质量2.5kg，外形尺寸为300×φ136mm。佩戴时，先拉起动器上的起动杆并随即放松，此时起动杆上的击锤在弹簧力作用下打击引发剂，氧烛被引发生氧，

气囊立即充氧而鼓起；然后取下口具塞，戴上口具、鼻夹。呼气时，呼气经呼吸管进入环状清净罐，在吸收掉其中的二氧化碳后，经底室、通气管、进入气囊；吸气时，气囊中的气体经通气管，底室、环状清净罐、呼吸管进入人的呼吸道。氧烛筒生成的氧气约以 4L/min 的速度放出，并经单向阀、呼吸管随人的吸气进入呼吸道。超过人呼吸需要的氧气经排气阀排出。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

崔连富著，《自救器》，煤炭工业出版社，1981。

（施申忠）

huanre xishu

换热系数　(convective heat transfer coefficient)　流体与固体壁面间的热交换强度。其值代表壁表面温度与流体温度每差 1K 的热流密度。又称对流换热系数或放热系数。是进行矿井风流热状况预测的基础参数。

I. 牛顿 (I. Newton) 1701 年提出的换热公式将换热系数定义为：

$$\alpha=\frac{q}{T_w-T_f}$$

式中 α 为换热系数，kW/(m²·K)；q 为固体壁面与流体间的热流密度，kW/m²；T_f 为流体温度，K。对于巷道风流或管内流动风流指流体平均温度，对于换热器平板或管外绕流器指主流平均温度；T_w 为固体壁表面温度，K。

换热系数计算流体与固体壁面间的接触换热量、包括流体的导热和对流作用，是一种公认的计算方法。当壁面和流体间既有对流换热，又有辐射时，为简化计算，常把辐射换热量也折算进去，相应地加大换热系数的数值。

参考书目

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

А. Н. ШЕРБАНБ, О. А. КРЕМНЕВ,《Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт.》ТТ. 1—2. Киев, Изд—во АН УССР, 1959.

（马逸岭）

huofengya

火风压　(fire-heating air pressure)　井下发生火灾时，高温烟流流经有标高差的井巷所产生的附加风压。火风压能改变矿井通风网路中的风压分布，引起风路中风量的增加或减少、甚至风流逆转，使正常的通风系统遭受破坏，扩大事故范围，甚至引起瓦斯爆炸，增加了救灾困难和伤亡人数。火风压分局部火风压和全矿火风压。局部火风压是高温烟流流经某区段在该区段内产生的火风压；全矿火风压是局部火风压的代数和。局部火风压出现在高温烟流流经的上行或下行风流的井巷里。火风压对风网支路风流的影响如同在其中安设了 1 台辅助通风机，其作用方向永远指向井巷上方：在上行风流中与主要通风机风压的作用方向一致、火风压值为正值；在下行风流中与主要通风机的作用方向相反，火风压值为负值。当烟流远离火源点温度下降到常温后，局部火风压的影响消失。局部火风压的生成与存在是矿井火灾时期造成风流紊乱的主要原因之一：当火风压发生在上行风流中时，可使火源所在的风流或高温烟流所流经的风路中风流的旁侧风路中的风流逆转；发生在下行风流中时，将使火源所在的风路中的风流或高温烟流流经的风路中风流发生逆转。研究火风压的产生原因、作用大小、风流逆转规律及其控制措施，对救灾工作十分重要。

局部火风压的计算　决定局部火风压值的因素主要是烟流流经井巷始末两端的标高差和烟流的平均温度增值。烟流温度愈高，流经井巷始末两端的标高差愈大，火风压值愈大。

计算局部火风压的方法有流体静力学法和热动力学法。最早运用热动力学法的是波兰学者 W. Budryk。其算式为：

$$h_F=\rho_s\cdot g\cdot Z\frac{\Delta t}{T}$$

式中 h_F 为局部火风压值，Pa；ρ_s 为烟流的平均密度，kg/m³；g 为重力加速度，m/s²；Z 为高温烟流流经的倾斜或垂直井巷始末两端的标高差，m；Δt 为火灾后烟流平均温度的增值，K；T 为火灾前巷道内风流的平均绝对温度，K。

乌克兰学者 Б. И. Медведев 给出的计算风网网孔中火风压的算式为：

$$h_F=p_n\left[\exp\left(-\sum_1^n\frac{g\Delta Z_i}{R_n'T_{cri}}\right)\exp\left(-1\sum_1^n\frac{g\Delta Z_i}{R_nT_i}\right)\right]$$

$$T_{cri}=\frac{\ln(T_1/T_2)}{\ln(T_1/T_2)-\ln(T_2/T_1)}$$

式中 h_F 为网孔火风压值，Pa；p_n 为网孔平均大气压，Pa；ΔZ_i 为第 i 支路始末两端的标高差，m；n 为组成网孔的支路数；g 为重力加速度，m/s²；R_n、R_n'为发火前后 i 支路的气体常数，J/(mol·K)；T_1、T_{cri}为第

i 支路发火前后对数平均绝对温度，K；T_1、T_2 为支路始末两端的绝对温度，K。

此外苏联学者 А. Ф. Воропаев 和 С. И. Осипов，波兰学者 H. Bystroń，美国学者 C. J. Hall 以及中国学者张国枢等应用流体力学和热力学的基本理论，亦提出了火风压计算式。国际学术界以 W. Budryk 的算式应用较广，已被很多国家学者认同。

烟流温度计算 烟流温度是决定局部火风压值的主要因素之一，也是正确计算局部火风压的基础。烟流温度增值的算式是：

$$\Delta T=\Delta T_0\cdot e^{-\frac{\alpha\cdot L\cdot X}{C_p\cdot G}}$$

式中 ΔT 为距火源点 X 处烟流温度的增值，K；ΔT_0 为火源点烟流温度的增值，K；L 为烟流流经的井巷周界长度，m；X 为烟流测温点距火源点的距离，m；C_p 为烟流的定压比热，J/（kg·K）；G 为烟流流量，kg/s；α 为烟流放热系数（换热系数）。

烟流放热系数为烟流流经井巷温度下降 1K，在井巷壁 $1m^2$ 的面积上每秒吸收的热量。其值按经验公式求取：

$$\alpha=2+\alpha'\cdot v^{1/2}\text{或}\ \alpha=2+\alpha'\cdot v^{2/3}$$

式中 v 为烟流速度，m/s；α' 为系数，在矿井条件下，一般取 5～10。

烟流温度的增值随着火势的发展、火源点温度的增高、烟流流量的增多而增大，随着离火源点的距离增大而减小。

局部火风压的控制 主要措施是控制火势发展、扑灭火源、减少烟流流量和降低烟流温度。作法有：①直接用水射流灭火降温；②在火源上风侧建立临时防火墙或悬挂风帘；③启动回风系统内的水幕；④排烟支路掺入风流，但是支路掺风只有当烟流温度低于烟流本身的着火温度，而且也低于烟流流过巷道中可燃物的着火温度时才能采用。

参考书目

1. 戚颖敏编，《矿井火灾灾变通风理论与应用》，煤炭工业出版社，1978。

2. 王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

3. W. Budryk，《Pożaryi Wybuch W kepalniach》，Wydawnictwo G-H，1956.

4. С. Н. Осипов，《Вентиляция Шахт при Подземних Пожарах》，М.，《Недра》，1973.

5. К. З. Ушаков，《Рупнинная вентидяаия спрзвопник》，Москва "НЕДРа"，1988.

（王省身）

huoqu furan

火区复燃 （combustion recurrence in fire-area） 趋于熄灭或已熄灭的火区重新发生燃烧的现象。根本原因是在火源尚未彻底熄灭或有局部蓄热的条件下又有新鲜空气进入火源地点。防火墙不严密或存在其它裂隙漏风，启封条件不成熟或启封的方法、顺序与步骤不当等，都可导致火区复燃。复燃不仅使火区温度回升，同时会产生有害气体，不仅威胁人身安全，并可能导致火区瓦斯爆炸，造成巨大事故。判别火区是否有复燃的危险，目前仍主要依靠测定回风流中有无 CO、火区内空气温度是否回升。出现复燃征兆要迅速查找原因，寻找或判断复燃点的位置，采取加强密封、直接灭火等措施。在启封过程中发生复燃，必须停止启封作业，重新封闭火区。

参考书目

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

（何博文）

huoqu guanli

火区管理 （fire-area control） 对火区（井下发生火灾后被封闭的区域）所采取的技术、组织措施。火区内火灾彻底熄灭前，火区是矿井中一个潜在的危险区：火区进回风侧空气压差大时，漏风多，火灾难于熄灭，它能逸出 CO、CH_4 等有害气体；在防火墙遭到破坏后，它可能成为爆炸的引火源和瓦斯供应源。火区内冻结的煤量不能及时开采，还可能影响其邻近区域的煤层开采。火区管理不善还可能引起火区复燃。可见，加强火区管理是通风部门的日常管理的重要工作之一。

火区管理包括火区建档立卡、定期观测检查、加速熄灭火源及认定注销、启封等内容。旨在彻底消除威胁安全生产的潜在危险，尽早启封火区，解放因火灾冻结的煤量。定期观测检查是火区日常管理的主要内容。按照中国《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范（试行）》的规定，矿井火区要依火区形成的先后顺序进行编号，并建立火区管理卡片和火区位置关系图，由矿井通风部门永久保存。

在火区的下部或下方进行的采掘工作不得影响火区的灭火工作，并有防止冒透火区的安全措施；否则易引起火区复燃和影响采掘工作正常进行。

封闭的火区只有经过观测和分析完全达到火区熄灭标准所规定的条件时，才能认定注销或准予启封；注销或启封时，要制订专门措施，履行审批手续，并严格

执行工作程序。

火区管理卡片 中国《矿井防灭火规范(试行)》规定了统一的格式，其内容包括火区基本情况登记表、防火墙及其观测记录表，火区注浆、注砂、注惰气等记录表，火区位置示意图。

火区位置关系图 以矿井通风系统图为基础而绘制的，即在通风系统图上标明所有火区的边界、防火墙位置、火源点位置、漏风路线、灌浆系统布置等，同时附有火区风压分布图。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

(何博文)

huoqu qifeng

火区启封 (sealed fire-area reopening) 将被封闭的火区恢复正常状态的作业。为了恢复被封闭火区内的生产，采出被冻结的煤炭，或撤出机械设备等，需要启封火区。启封的先决条件是统一规定的火区熄灭条件得到满足。中国《煤矿安全规程》对启封条件和启封方法作了规定(见火区熄灭标准)。在启封经确认具有启封条件的火区时，要预先制订详细周密的启封计划，报上级主管部门审查批准后，由矿山救护队执行。启封时应切断回风侧电源并撤出火区回风风流所经过巷道内全部人员；同时以测定火区回风流中有无CO为主进行安全监视，一旦出现CO或其它复燃象征，立即停止供风，并重新封闭火区。启封后3d内，测定水温、气温和空气成分都证明火区确已完全熄灭，通风情况良好，经上级主管部门批准注销火区后，方可转入恢复生产工作。

启封方法 有通风启封法和锁风启封法2种。多数情况下采取锁风方式逐段恢复通风，逐段逼近火灾地点，最终实现全部启封。

通风启封法 在通风条件下一次启封火区的作业。火区范围不大，确认火源已经熄灭时采用。启封时选择火区出风侧一个防火墙首先打开，过一定时间后再打开火区入风侧防火墙，无异常现象后相继打开其余的防火墙。打开进出风防火墙之后的短时间内，采用强力通风，待1～2h后再派人进入火区进行清理工作。

锁风启封法 逐段恢复通风、逐段逼近火源，最终全部启封火区的作业。在启封期间，火区始终处于封闭、隔绝状态。火区范围大、火源是否已经完全熄灭难以确认，高瓦斯火区一次启封有可能发生瓦斯爆炸时采用。启封时，先在原有的火区进风防火墙外5～6m处构筑一道带门的防火墙，形成一个封闭的空间，贮备一定数量的水泥、砂石、坑木等材料后，再将原来的火区防火墙打开；救护队员进入火区探查，确认在一段距离范围内无火源时，再在适当地点重新建造临时防火墙，恢复通风，逐段逼近火源，直至全部启封。

启封计划 内容包括启封的必要性、启封的依据、启封方法与步骤、重新封闭用料的物质准备、启封的安全技术措施、启封的组织措施、启封的日程安排等。

安全措施 包括：撤出火区回风侧人员；切断火区回风侧电源；在与火区相连的巷道内撒布岩粉或采取其它防隔爆措施；通风启封火区时，先在火区回风侧一个防火墙上打开一个洞，再逐渐扩大，严禁一次拆除；防止火区全体向进风侧逆流；启封过程中经常检查火区气体，发现复燃征兆，及时予以处理或立即重新封闭等。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

(何博文)

huoqu ximie biaozhun

火区熄灭标准 (standard of fire-area extinction) 判别火区内火源熄灭程度的指标。封闭火区内火源逐渐熄灭过程中，火区内的气体成分、压力和温度是处于变化之中的，判别火源是否熄灭的指标的确定一般都以这些参量的变化规律为依据。

火区内的氧浓度较低，有CO、CO_2、H_2、CH_4和其它碳氢化合物存在，且随着火源逐渐熄灭，CO_2浓度逐渐增加，CO、H_2、O_2及其它气体组分逐渐下降。目前运用的气体分析判别法，以CO下降的同时，O_2也下降作为主要判别指标；但对于封闭的盲巷火区、实施均压防漏的火区、受主要通风机作用影响较大的火区、用惰性气体灭火的火区等，其气体成分变化比较复杂，应特别注意选择恰当的时间(大气压力正常或下降时)和地点采集气样进行分析。为了达到正确判断的目的，通常还要测定火区内的气温和水温，作为补充判断的指标。中国《煤矿安全规程》对火区的熄灭标准作了具体的规定。

随着现代气体分析技术在煤矿火灾防治中的应用，逐渐发现煤在发生自燃的过程中产生的烷烃、烯烃、炔烃等气体组分呈现规律性的变化，虽然这种变化因煤种不同而有差异，但其中烯烃和炔烃与煤自燃的

着火和熄灭阶段有着共同的密切关系，反映极为灵敏，因而烯烃和炔烃将成为判别火区熄灭程度的新指标。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

(何博文)

huoyan anquandeng

火焰安全灯 (flame safety lamps) 一种在规定使用条件下，利用其火焰长度和状态判定甲烷浓度、而又不会引起周围爆炸性气体混合物爆炸的装置。也称瓦斯检定灯或油安全灯（见彩图12）由于英国生产的火焰安全灯是以丁烷为燃料的，故亦称丁烷灯。火焰安全灯是一种最早使用的火焰式甲烷测定器，主要用于判定甲烷浓度，也可用来判定二氧化碳的大致含量和使用环境中是否缺氧；由于其是依据火焰的形态来进行判定的，故判定结果不很准确，目前已基本被淘汰。有单层网罩结构和双层网罩结构2种结构形式，单层网罩的火焰安全灯通常用于无甲烷场所探测二氧化碳和氧气的大致含量；双层网罩的火焰安全灯，由于隔爆性能好，用于有甲烷爆炸危险的场所判定甲烷浓度。火焰安全灯不能在有瓦斯突出危险的矿井中使用。火焰安全灯的典型结构如图1所示。

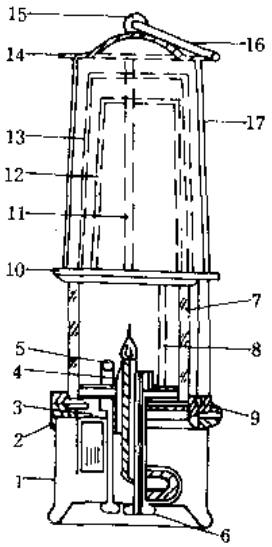


图1 火焰安全灯的典型结构示意图

1—油壶；2—油壶盖；3—倒油小孔；4—灯口；5—打火机；6—旋灯芯的螺丝；7—玻璃罩；8—下连接杆；9—闭锁圈；10—上圈；11—上连接杆；12—内网罩；13—外网罩；14—上盖；15—提环；16—挂钩；17—防护罩

沿革 火焰安全灯是由井下照明灯演变而来的，由英国人H. Davy于1815年出于改善井下照明设备的安全性能而发明的，但当时并不知用其判定甲烷浓度，仍是将其用作照明，直至19世纪中叶，随着灯结构的不断改进、燃料质量的提高、燃烧过程的改善，才发现这种灯具除了照明功能外还有监视矿井甲烷浓度的作用；20世纪初，在矿井照明逐渐被电气照明取代后，火焰安全灯即被广泛用来判定甲烷浓度和缺氧状况、二氧化碳大致含量，到20世纪中叶，包括中国在内的许多国家仍在大量使用火焰安全灯判定煤矿中的甲烷浓度。中国于1946年开始小批量生产火焰安全灯，1957年后，正式批量生产57型、58型、AQD—12A型火焰安全灯，并在中国各大煤矿广泛使用，直到1956年左右才逐渐被测量精确、结构简单、性能安全的其他检测原理的甲烷测定器所取代。

测量方法 测量的气体不同，测量的依据也不同。在测量甲烷浓度时，是根据甲烷与灯内火焰接触时在原来灯焰上方形成的淡蓝色的被称为甲烷光晕的第二个灯焰的高度来判定甲烷的浓度值的。测量时，先用火焰高度约为25～27mm的正常火焰进行检查，如果火焰发烟、摆动或熄灭，说明甲烷浓度超过3%，必须停止测量，立即退出到安全地带；若火焰高度无明显变化，再用微焰法(即将灯的火焰拧小成为一个顶上带黄色斑点的长约2mm的浅蓝色狭条作为基准火焰来判定甲烷浓度的方法)来测量，甲烷浓度与火焰高度的关系如图2所示，但由于火焰变化情况与灯油性质、灯的构造等有密切关系，因而各矿所用灯的火焰高度与甲烷浓度的对照关系不一定相同。微焰法判定甲烷浓度是基于观察甲烷光晕的变化明显，故较精确，误差约为1%；用正常火焰判定甲烷浓度时，在遇到高浓度甲烷时，由于很快就在灯内产生大量CO_2，因而不易传爆，比较安全。用火焰安全灯判定空气中氧的大致浓度时，是根据火焰的状态来判定的，当氧浓度降到16.5%～17.5%时，火焰就会熄灭。用火焰安全灯判定空气中的二氧化碳大致含量时，是根据火焰的状态来进行的，当空气中的二氧化碳浓度达1%时，灯焰开始发暗；浓度超过4%时，灯焰就会出现奄奄一息的现象。

结构要求 ①内外2层网罩应用直径为0.3～0.4mm的铜丝或钢丝编织，每平方厘米面积上至少有144目孔眼；②金属防护罩应用铜皮或铁皮制成密封

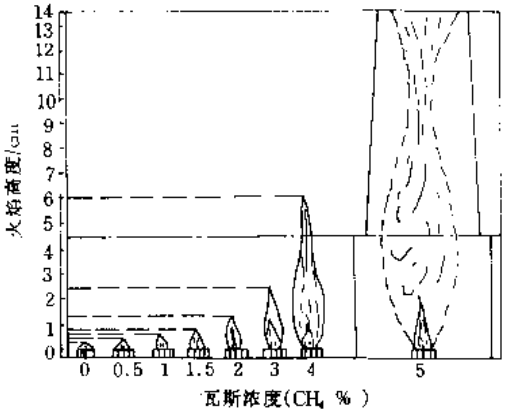


图 2　用微焰法判定甲烷浓度时火焰高度同甲烷浓度的对照关系

形、曲折形或开孔形式，以减少外界风流的影响；③玻璃罩应为无色透明的，上下两端面应相互平行且与其轴线垂直；④打火机和灯芯调节器应灵活可靠；⑤灯焰应不致烧红网罩且不使网孔堵塞；⑥磁锁应可靠；⑦隔爆性能符合防爆规程规定；⑧点燃时间应在 12h 以上。

参考书目

（日）厚见利作著，《坑内瓦斯炭尘爆发予防论》，日本配给株式会社，昭和十八年廿五日再版发行。

（苏）阿·阿·斯阔成斯基等著，《矿内通风学》，苏联燃料工业出版社，1954 年出版。

刘德林等编，《煤矿安全仪器及装备使用与维修手册》，煤炭工业出版社，1989。

（冯继武）

huozai zidong tance baojing miehuo xitong

火灾自动探测报警灭火系统　(automatic fire detection/protection systems)　能够及时可靠地探测到煤矿发生的外因火灾或爆炸、并发出警报和自动进行灭火的装置。主要用于探测和自动扑火井下设备由于机械摩擦和撞击引起的火灾、机电设备的电气火灾、可燃气体及煤尘的燃烧和爆炸、井下各种可燃贮存物的燃烧、使用明火时防护不力引起的火灾，由火灾探测器和自动灭火系统组成。一般装备在带式输送机、硐室、巷道、井口等发生外因火灾的危险性较大的地点。

性能要求　由于外因火灾蔓延速度快，突发随机性大，所以火灾自动探测报警灭火系统必须能连续监测火灾，探测火灾应尽可能快速、准确，结构要简单，且容易维护，具备进行远距离监控、就地报警和地面报警显示、自动进行灭火等功能。

沿革　煤矿井下针对外因火灾的探测器和自动灭火系统最早采用的是感温火灾探测技术，国际上从 20 世纪 70 年代开始陆续采用。美国和日本从 20 世纪 70 年代开始应用离子式烟雾探测器、电化学式一氧化碳传感器探测煤矿外因火灾。利用易熔合金探测火灾并进行自动灭火的技术于 20 世纪 70 年代开始得到大量应用。中国到 20 世纪 80 年代才开始进行外因火灾探测及自动灭火技术的研究，第一套火灾自动探测报警灭火系统是 1985 年生产的利用易熔合金自动启动的洒水灭火装置；离子式和光电式烟雾探测器于 1990 年研制成功，已用于自动灭火和环境监测技术中；电化学式一氧化碳传感器已研制成功，开始用于井下环境监测及外因火灾探测。

发展趋势　在探测技术方面是：①对井下不同温度、湿度、风速、粉尘、放炮等复杂恶劣条件的适应性进一步提高，可快速准确地进行火灾探测，火灾报警及时、误报减少；②粉尘、湿度对烟雾探测器的影响进一步减少，电化学式一氧化碳传感器的寿命得以延长。在自动灭火方面是：①在继续发展结构简单、性能可靠、维护方便的灭火系统的同时，探测火情的能力进一步得到提高、采用高效灭火剂；②同时采用多种灭火材料，灭火更有效。

火灾探测器　矿井探测外因火灾的火灾探测器分成对环境温度升高产生响应的温度探测器、对燃烧过程中某种生成物产生响应的燃烧生成物探测器和对火灾或爆炸发出的辐射能量产生响应的光敏探测器 3 类；其往往只判断火情。使用方式有：①着重火情监视，把火警信号通过矿井安全环境监测系统输送到调度中心；②就地进行火灾报警，提醒附近人们及时采取消防措施并按避灾路线撤离；③就地自动监视火情，与自动灭火装置结合在发生火灾自动灭火。

温度探测器　温度探测器有当温度达到或超过预定值时响应的定温探测器和当温升速率超过预定值时响应的差温探测器 2 种。易熔合金、双金属片、热电偶均可做成定温探测器，半导体热敏电阻等可做成定温、差温或差定温组合式探测器。有一种充压热敏塑料管，其是在环境温度达到预定温度时被软化而导致管内充气压力减少来感测温度变化并产生报警信号的；还有通过检测风流的微小“热噪音”进而探测上风流热源的火灾探测器。

温度探测器结构简单，成本较低，可靠性强；但响应时间较长（数分钟），如果火灾发生在离探测器一定距离的地点，其还需要借助气流将热气流带到探测器方可探测到，由于热气流在沿途中可能被冷却（取决于

火灾程度和通风风量），因而响应时间有所延迟。

燃烧生成物探测器 通过检测燃烧或爆炸时产生的气体生成物和大量亚微粒子，来探测外因火灾的探测器。这种探测器很少用来探测爆炸，但是用来探测火灾却具有很大潜力。

燃烧时的气体生成物主要有一氧化碳、二氧化碳和硫化氢。传统检测一氧化碳的方法有根据催化式、红外线式、气敏半导体式和气体检测管式原理（见矿井气体检测）进行检测的4种。20世纪80年代以来，传统的检测方法多数已被电化学方法所取代（见一氧化碳检测仪）。目前测定二氧化碳浓度的方法主要有根据红外线式原理（连续测量）（见矿井气体检测）及光干涉原理（间断测量）等进行检测的几种，最近开发的电化学测量方法不久即会应用于煤矿。20世纪80年代开发的电化学式二氧化硫测定仪器可以及时发现胶带、电缆火灾。

燃烧时除了产生气体生成物外还放出烟雾。对烟雾的探测是一种很有效的火灾探测方法。烟雾探测器主要有离子式和光电式2种（见烟雾传感器）。

光敏探测器 通过检测火灾或爆炸时所放出的电磁辐射能来探测外因火灾或爆炸的探测器。辐射能有选择性分子辐射形式和黑体连续辐射形式2种，光敏探测器能够探测选择性辐射或黑体辐射，也可同时探测2种辐射形式。光敏探测器适用于需对火灾或爆炸做出快速反应的火灾保护场所，要求的响应时间仅有几个毫秒。对瓦斯（甲烷）煤尘爆炸、燃料贮存区和大型机动设备等处火灾的探测非常有效。

自动灭火系统 自动灭火系统用于外因火灾危险区，可对安装带式输送机的巷道、硐室、电缆隧道、立井及其他外因火灾危险场所实行自动灭火的防火保护。

自动灭火系统所用火灾探测器中以温度探测器居多，主要用易熔合金；由探测器通过控制结构启动灭火装置。主要灭火材料有水、干粉、泡沫，其中水用得最多。对火灾危险性较大的带式输送机的驱动部分以及下一台输送机的机尾部分的防火保护主要采用易熔合金温度探测器和洒水灭火装置（如图1所示），用易熔合金探测器监视火灾危险部位，当出现火情时，在火灾初期易熔合金受热熔化进而启动控制阀向喷头供应消防水，实现火灾初期及时灭火的目的。为实现沿着输送机全长进行自动灭火，原苏联УПЛ系统采用热电偶探测火情，在火灾初期启动泡沫灭火装置进行灭火，向重载输送带及回空输送带喷射泡沫，其与井下压风和供水管网连接，在发生火灾时能自动启动或由操作者远距离启动（如图2所示）。近年来还出现了利用易熔合金探测火灾启动干粉喷洒装置进行自动灭火的系统，用于带式输送机、硐室、电缆隧道及独头巷道掘进工作面的防火保护。

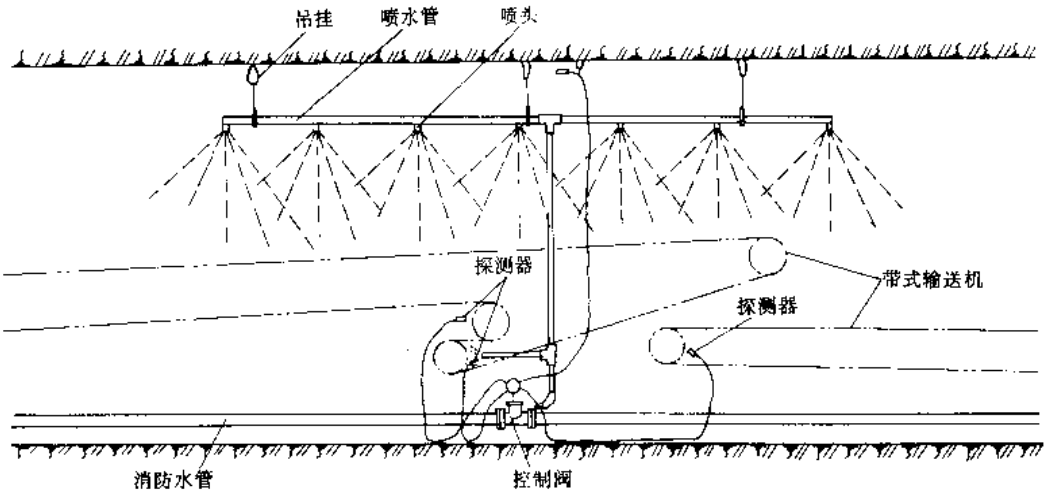


图1 带式输送机自动灭火系统

中国生产的DMH型硐室、输送机自动灭火系统采用差定温探测器、离子式烟雾探测器进行10路火情探测，在火灾初期能自动启动洒水喷雾装置并引发电控干粉灭火弹进行自动灭火（如图3所示）；美国研制的立井和井底硐室自动灭火系统采用热线式温度探测器、电化学式一氧化碳探测器及离子式烟雾探测器探测火情，有火情时能自动启动洒水装置进行灭火。

除常规自动灭火系统外，还有特殊用途的自动灭

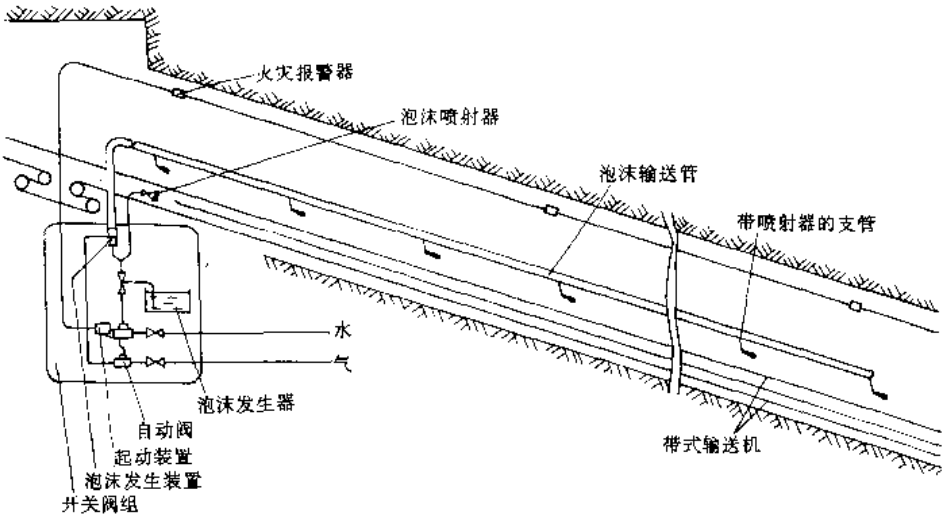


图 2 沿着输送机全长的自动灭火系统

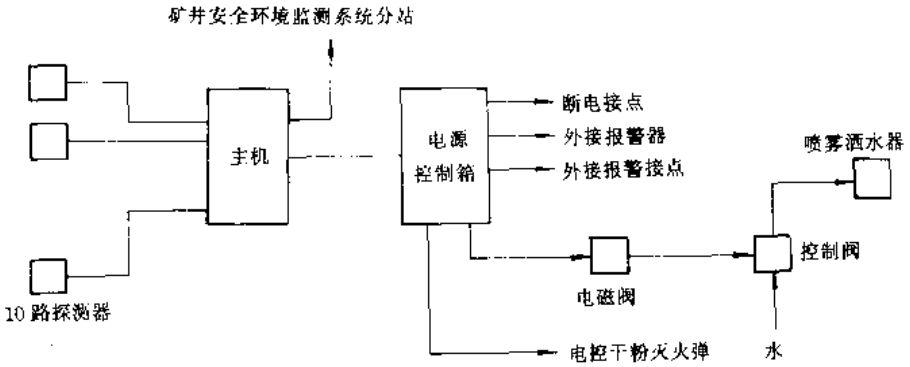


图 3 硐室、输送机自动灭火系统方框图

火系统：对于瓦斯抽放管路，在火灾危险重点部位两侧用红外探测器连续监视火情（探测甲烷发射光谱），当发生火灾或爆炸时可在数毫秒之内在管道内部火源两侧喷射惰性气体，做到及时灭火并达到阻爆目的。

参考书目

赵企福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

（尹芳雄）

J

jixie tongfeng

机械通风 (mechanical ventilation) 利用通风机产生的风压，对矿井或井巷进行通风的方法。机械通风是稳定、连续地向井下供风的保障，是确保矿井安全和矿井通风系统稳定、可靠地运行的基础。中国《煤矿安全规程》规定，每一矿井必须采用机械通风；并对矿井主要通风机的安装、配套设施等作了具体的规定。机械通风的核心是通风机。

通风机按服务范围和作用不同分为主要通风机、局部通风机和辅助通风机3类。主要通风机用于全矿井、一翼或一个分区的通风。局部通风机用于井巷掘进或局部地点的通风。辅助通风机用于矿井通风系统中某一风阻过大、主要通风机不能供给足够风量的区域的通风。主要通风机和局部通风机的工作方法有抽出式、压入式和抽压混合式3种。中国煤矿中绝大多数矿井主要通风机采用抽出式工作方法、局部通风机采用压入式工作方法。主要通风机分为离心式和轴流式2类。目前，中国煤矿中正在使用的离心式主要通风机有4－72型、G_4－73型、K_4－73型等，轴流式主要通风机有70B_2型、2K_{60}型、2K_{58}型和GAF型等。中国煤炭行业正在大力推广高效、低噪音通风机，以节省电耗、降低噪音、提高通风机运行效率。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》(1992年版)，煤炭工业出版社，1992。

煤矿通风与安全编写组编，《煤矿通风与安全》，煤炭工业出版社，1979。

王英敏主编，《矿井通风与安全》，冶金工业出版社，1979。

(叶汝陵)

jiawan baojingqi

甲烷报警器 (methane alarm) 具有检测甲烷浓度功能的、在甲烷浓度达到或超过规定的浓度值时能发出声、光报警讯号的仪器。又称瓦斯报警仪。其是在甲烷测定器的基础上加上声、光报警部件而构成。按是否具有显示功能，分为有显示甲烷浓度和不显示甲烷浓度的2大类；按仪器使用的条件，分为便携式(见彩图13)、定置式和遥测式3类。

甲烷报警器检测甲烷的原理与甲烷测定器的检测原理相同(见甲烷测定器)；但由于报警器所发出的声、光报警讯号以电能转换最为简便，因而目前煤矿中使用的甲烷报警器只使用催化式和热导式2种原理检测甲烷，且以催化式为主。

甲烷报警器不仅能连续、自动地检测、显示井下某地点甲烷浓度，还能在甲烷浓度达到或超过规定的数值时发出声、光报警讯号，提醒人们注意，避免瓦斯(甲烷)事故的发生。便携式甲烷报警器的体积小、便于携带，能及时准确、迅速地监视作业地点的甲烷浓度，是一种方便灵活的、井下作业人员佩带的安全个体防护装置。定置式中的车载式甲烷报警器安装在机车上，能够在机车运行中连续监测机车附近风流中的甲烷浓度；而机载式甲烷报警器安装在采煤机上，在采煤机运行时连续监测采煤机附近的甲烷浓度，并在瓦斯(甲烷)超限时发出报警讯号(见瓦斯断电仪)。遥测式甲烷报警器把甲烷浓度监测、信息传输、数据处理(显示与报警)一体化，为煤矿安全环境监测、实现自动化管理提供了先进手段(见矿井安全环境集中监测)。

中华人民共和国制定的《煤矿安全规程》(1992年版)及《矿井通风安全监测装置使用管理规定》对便携式甲烷报警器的佩带人员，定置式和遥测式甲烷报警器的设置位置、使用、维护、验收与报废等作了具体的规定。

沿革 甲烷报警器是煤矿使用最早最广泛的甲烷监测仪器之一。1941年日本最早开始研制、应用，当时采用的是在瓷筒内置入铂金丝，并通上电流，当被监测的气体中有甲烷时，甲烷燃烧，依靠燃烧前后气体体积的变化使与其相连接的空盒发生伸缩启闭电气接点，接通或断开红色报警灯泡。该装置因准确度差、早

已淘汰。20世纪50年代开始美、英、德、波、苏等产煤国家陆续把监测、监控技术应用到煤矿安全生产管理中，生产并使用了多种类型的煤矿安全监测系统，各系统中配置有甲烷传感器，具有检测、显示、报警功能。20世纪70年代初，波兰和苏联分别研制成IZM－1型和CMC－1型帽灯式甲烷报警器，报警范围1%～2% CH_4，误差±0.3% CH_4。

中国1976年鉴定了第一台甲烷报警断电仪。20世纪80年代以来逐渐出现了载体热催化原理传感元件的各种类型便携式甲烷报警器。1983年中国研制出KSW－8型帽灯式甲烷报警器，报警范围0.5%～2% CH_4，误差0.2% CH_4，随后又研制出多种型号的帽灯式甲烷报警器，并向多功能、分体式发展，并广泛应用于煤矿中。

甲烷报警器将从分体元件逐渐向集成化方向、从模拟电表显示向数字显示发展，向体积小、质量轻方向发展，灵敏度、精度、稳定性、寿命也将逐渐提高，并向多功能、多参数、智能化方向发展。

便携式 20世纪80年代以来，中国逐渐研制并应用了载体热催化原理传感元件的各种类型便携式甲烷报警器，它检测精度高、读数直观、检测连续，能自动报警。中国生产的部分便携式甲烷报警器主要性能见表1。

分类 目前国内外尚无统一的分类方法，习惯上按检测原理划分，可分为热导式、热催化式及半导体气敏元件式3类。各类中按显示方式分，又可分为数字式及模拟式2种；按功能分，又可分为单功能（只检测 CH_4）及多功能（一台仪器可检测 CH_4、CO、CO_2、O_2等多种气体浓度）2种；按用途分，又可分为：(1)便携式报警检测仪，它们能连续、自动检测某地点甲烷浓度，甲烷浓度超限时能立即自动发出声、光报警讯号；(2)便携式甲烷检测仪。它只能在手动控制下检测甲烷浓度，有的仪器在甲烷浓度超限时能发出声、光报警讯号；(3)帽灯式甲烷报警器。其传感元件装在矿灯或附属装置里，当甲烷浓度超限时，能自动发出闪光报警讯号。如图1所示。

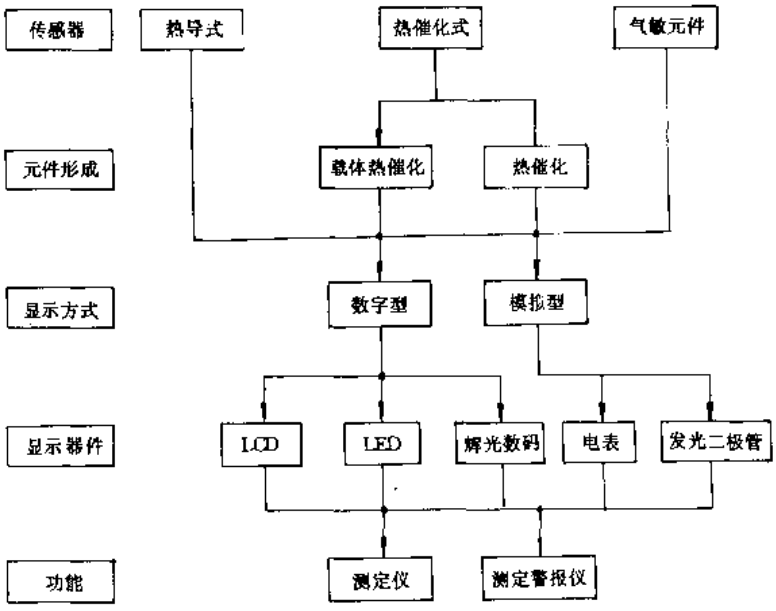


图1 便携式甲烷报警仪分类图

便携式甲烷报警器目前多以测低浓度甲烷（0～5% CH_4）为主，较多采用热催化原理的传感器；热导式或半导体气敏元件类的便携式甲烷报警器较少。

工作原理 各种形式和型号的便携式甲烷报警器总的基本结构、基本原理及主要技术指标大致类似，其基本工作原理都是将传感器反映的讯号经直流放大及必要的变换处理，最后送到显示电路及报警电路进行显示、报警，只是在具体采用的电路元件及讯号处理方法随功能目的的要求不同而略有些不同。基本工作原理图如图2所示，图中实线表示模拟仪器的工作原理图，虚线表示数字显示的仪器工作原理图，双虚线表示个别仪器增设的功能电路。

帽灯式甲烷报警器 装在灯帽上与矿灯共用电源，当甲烷浓度达到或超过规定阈值时能发出声光讯号的报警器。由帽灯和甲烷报警器组成。甲烷报警器由稳压、检测、放大、比较和开关等电路构成。其工作原理如图3所示。甲烷报警器的工作电源由帽灯电源（蓄电池）经稳压后提供。检测电路作为气电转换环节，随时将工作场所的甲烷浓度转换为相应的电讯号，经放大后与预先设定的报警阈值进行比较。当甲烷浓度低于阈值时，甲烷报警器的帽灯同普通帽灯一样，仅起照明作用；当甲烷浓度达到或超过阈值时，比较电路就输出一讯号去触发电子开关，进而驱动照明灯泡明暗交替的闪烁，发出报警信号。

近年来，帽灯式甲烷报警器在中国出现2种发展趋向：第一种是向多功能方向发展，双灯丝双报警点的帽灯式甲烷报警器就是其中一种，当一根灯丝损坏后，使用者可扭动灯头上的开关接通灯泡中的另一根灯丝，其有1.0% CH_4和1.5%

表 1　中国产便携式甲烷报警器的主要技术性能表

性能 \ 型号	JCH-2 报警器	SJ- 检测仪	TD210 检测仪	AQJ-9 报警器	AZJ-6 报警器	AQJ-10 报警器	AJ-85 AZJ-210 报警器	SWJ-2 报警器
测量范围（%）	0~3	0~4	0~1	0~4	0~3	0~5	0~.	0~5
测量误差（%） 0~1%CH_4	±0.1	0..	1±.2	0.2	±0.1	·0.1	1±.	0.1
1%~2%CH_4	±0.2	±0.2	1±..	0.2	±0.1	±0.2	+0.2	·0.2
2%~4%CH_4	1±..	±..	±0.3	±0.3	·0.2	0.5	1±0.3	1±..
报警方式	声、光	声 光	声	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光
工作方式	连续、手动	连续、手动	连续、手动	连续	连续	连续	连续	连续
显示方式	数字	数字	数字	数显	数显	数字	模拟数字	数字
仪器工作时间/h	>8	>4	>8	>6	>15	>10	>10	>4
防爆型式	ExdII	ExdII	ExdII	ExdII	ExdII	ExdII	ExdII	ExdII
电源规格	GNY-3	GNY-1	GNY-2	GNY-3	GNY-4	GNY-3	GNY-3	GNY-3
外形尺寸/mm	140×72×33	120×80×40	122×70×35	200×110×50	160×100×55	135×75×50	148×72×33	134×75×37
质量/kg	0.33	<0.7	0.35	1.2	1.0	0.25	0.37	0.4

续表

型号 / 性能	SHD-Q 报警矿灯	KSW-4 报警矿灯	SWK-1 报警仪	DJ-5 报警器	JJ-4 检测仪	XH-1 报警仪	DAYJ50 报警仪	AJD-1 报警器	AJW-1 报警仪	KSW-5 报警矿灯	KSW85 (B) 报警矿灯	AJJM 瓦斯报警安全灯	GW-50 甲烷-氧气检测器
测量范围/%	0~4	0~4	0~3	0~4	0~4	0~4	0~4	0~4	0~4	1	0~4.5	0~4.5	CH_4 0~4 O_2 0~25
报警点误差/%	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.1	±0.15	±0.2	±0.2
报警浓度/%	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
报警方式	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	光	声	声、光	声、光
工作方式	自动	自动	自动	自动	手动	间歇、手动	自动	自动	手动	手动	手动	自动	自动、手动
显示方式			数字	LED数字	LED数字	LED数字	数字	数字	数字				数字
连续工作时间/h	≥10	≥10	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8	≥8
防爆形式	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl	Exdl
电源装置	矿灯电池	矿灯电池	GNY-2	GNY-3	GNY-3	GNY-3.5	GNY-3	GNY-4	GNY-1	矿灯电池	矿灯电池	矿灯电池	GNY-1.4
外形尺寸/mm			177×75×55	159×75×44	144×87×44	170×70×30	120×70×38	160×75×40	58/57×22				150×70×47
总重/kg			0.92	0.37	0.55	0.28	0.3	0.38	0.21				0.55

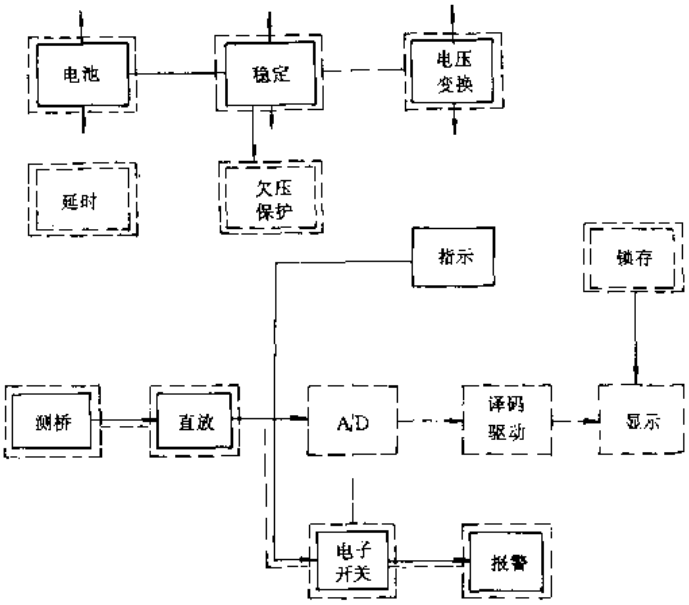


图 2 便携式甲烷报警器工作原理示意图

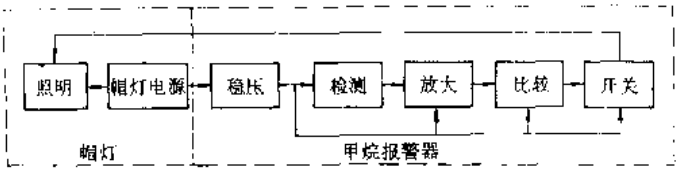


图 3 帽灯型甲烷报警器原理方框图

CH_4 2 个报警阈值，当甲烷浓度达到不同的报警阈值时，灯泡明暗闪烁的频率和时间长短也各不相同。第二种是向甲烷报警器和帽灯彼此独立、各成一体、但共用电源方向发展。甲烷报警器发出的控制讯号不是控制帽灯灯泡亮度明暗，而是驱动自身的报警器件发出声光信号，报警器通过特制机构与帽灯连接，既可合又可分，使用时，报警器装在灯头上，以使用帽灯蓄电池供电；不用时，从灯头上取下报警器，单独保管。

定置式 适用于监测固定场所中的甲烷浓度，并在甲烷浓度超限时报警。通常还后续配有断电功能。按使用方式不同分为固定型和移动型 2 类，其中移动型又可分为车载型与机载型 2 种。按显示方式不同分为模拟仪表显示和数字显示；按主机向传感器供电方式不同又可分为稳压电源供电和恒流源供电 2 种形式。

车载式甲烷报警器安装在机车上，能在机车运行中连续监测机车附近风流中的甲烷浓度，并能在甲烷浓度超限时发出报警讯号。采用直流电供电，具有很强的防震能力。机载式甲烷报警器安装在采煤机上，在采煤机运行时连续监测甲烷浓度，当因瓦斯超限能发出报警讯号。在采煤机电源被切断后能自动投入备用电源，继续保持对甲烷的连续监测，具有一定的防震、防水、防尘和防冲击性能。

中国生产的部分定置式甲烷报警断电仪性能见表 2。

定置式甲烷报警器通常由传感器、声光报警箱和主机 3 部分组成。传感器为稳压电源供电模拟电表显示的仪器时的工作原理框图如图 4 所示。仪器的工作过程为：当传感器周围被测气体的甲烷接触电桥载体催化元件时，元件温度升高，电阻值发生变化，测量电桥失去平衡，电桥即输出和甲烷浓度相应的电讯号，该电讯号输入给测量转换电路和比较报警电路；测量转换电路将电桥输入的电讯号转换为标准讯号后输入到主机，传感器和主机的模拟电表显示出相应的甲烷浓度值；主机转换电路将传感器送来的电讯号转换成相应的电位后送入比较报警电路进行比较；当甲烷浓度达到报警值时，传感器和主机报警比较电路都输出讯号，报警电路发出声光报警讯号。传感器为恒流源供电模拟电表显示的仪器的工作原理框图如图 5 所示。其工作过程为：当被测气体中的甲烷与电桥催化元件接触时，催化元件电阻发生变化，测量电桥输出与甲烷浓度成正比的电压讯号，此电压讯号分 2 路输出：一路输入给模拟电表，显示出甲烷浓度；另一路输入给主机放大器，经放大后，主机模拟电表显示出甲烷浓度，同时输入给比较报警电路，当甲烷浓度超限时，主机即报警。数字式甲烷报警器的工作原理框图如图 6 所示，其工作过程为：V/f 变换器将测量电桥输出的、与甲烷浓度成正比的电压讯号转换成相应的低频讯号，送入计数、寄存、译码显示电路，在逻辑控制电路的控制下，计数器在工作时首先用清零讯号进行清零，然后打开输入门进行计数采样，采样完毕后，控制电路向寄存器发出指令，将计数器计下的数读入寄存器，译码器自动译码，然后由显示电路显示出来；当读数指令将计数器的数据读入寄存器后，清零指令又到来，清掉了计数器中的数据，又开始下一次采样计数；当甲烷浓度超限时，即发出报警讯号，发出声、光警报。

遥测式 完成远距离甲烷检测、传输、处理的设

表 2　中国产部分甲烷报警断电仪的性能表

型号 / 性能	AJC-1	AKB-3A	AWJ-1	KJC-100A	AJC-2	AQJ-1	ACJ-2	
检测范围（%CH_4）	0~4	0~4	0~4	0~2.5	0~4	0~4	0~2.5	
报警值/%	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0			
工作电流/mA	320~350	150~180	350~380	360~420	300~350	<400	300~355	
传感器供电方式	恒流	恒压	恒流	恒压	恒流			
断电执行供电方式	恒压	恒压	恒压	恒压	恒压	恒压	恒压	
报警点调节范围（%CH_4）	任意可调	任意可调	任意可调	0.5~2 可调	0.5~2.5	1~2 可调	0~2 可调	
断电点调节范围（%CH_4）	0.5~4 可调	0.5~3	0.5~4	任意可调	0.5~2.5	1.5~2.5 可调	0~2 可调	
触点容量	220V，7.5A	380V，1.5A；380V，3A；220V，1A	660V，5A	380V，1A	220V，3A	220V，5A；660V，1A	220V，3A	
传感器电压/V	12，660	6V，380V，127V	660/380，380/127，660/36	12V，380V	36V，220V	6V，12V，24V	12 和 24	
报警消耗功率/VA	45	约 15	约 25	小于 5	50	15	小于 5	
显示方式	指针	数码	指针	发光二极管	数字	数码	数字	
报警方式	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	声、光	
外形尺寸/mm	控制器	125×90×180	130×166×330	320×170×120	95×140×135	110×280×60	160×278	
	声光箱	283×180×125	256×133×85	160×150×220				
	传感器	295×275×430	133×215×182	395×300×320	380×256×950	约 200×300	290×358×150	245×210×120
质量/kg	传感器	9	5.5	8.5	4	1.2	5	
	声光箱	1	0.8	4.5				
	主机	26	43.3	32	45	24	30	6

* AC127/220/380/660 为可选电压；DC6/12/24/36/48/110/220V。

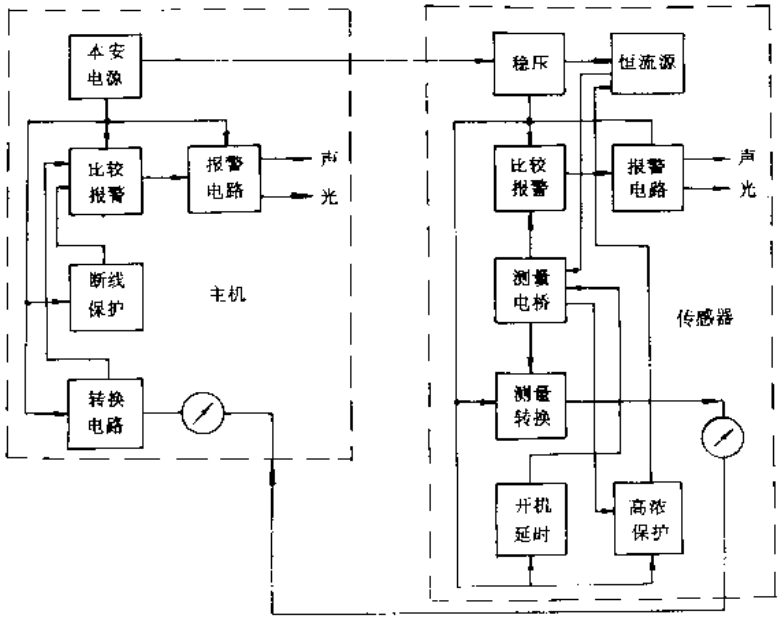


图 4　传感器为稳压电源供电模拟电表显示仪器工作原理方框图

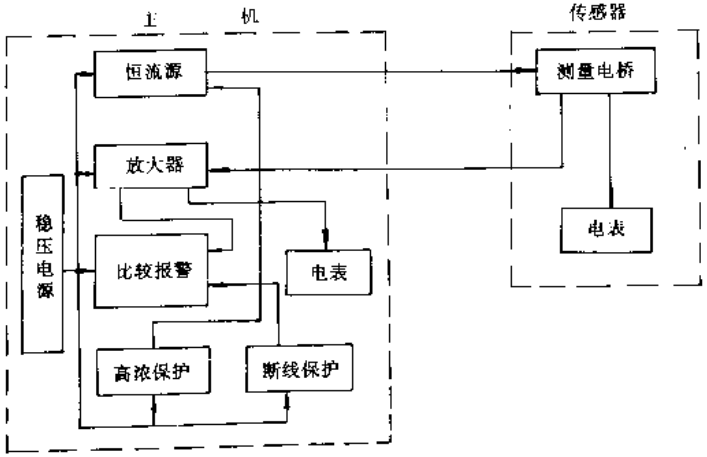


图 5　传感器为恒流源供电模拟电表显示仪器的工作原理方框图

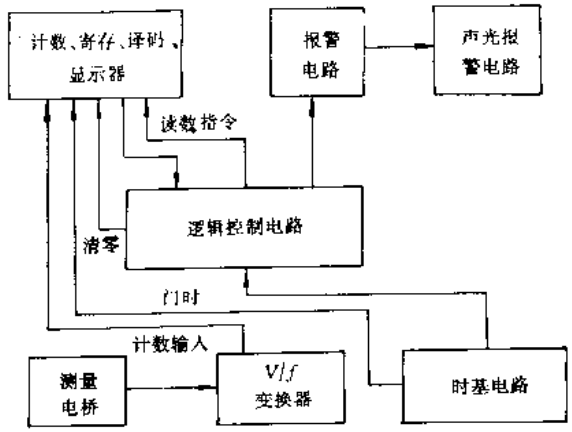
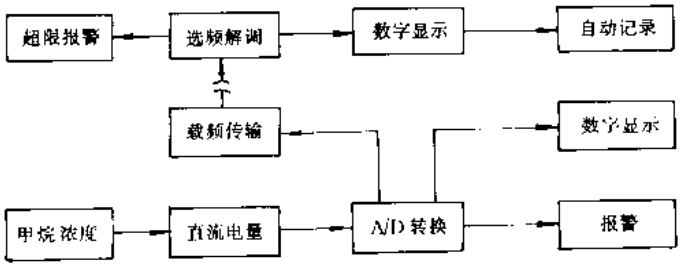
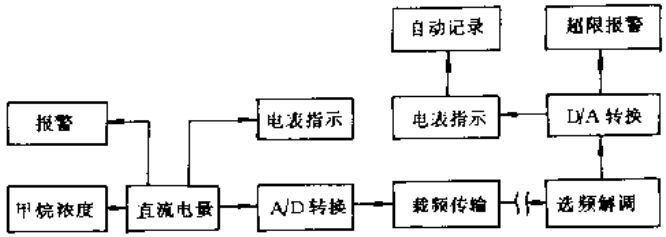


图 6　数字式甲烷报警器的工作原理方框图



(a) 数字式



(b) 模拟式

图 7　遥测式甲烷报警器的电原理框图

表 3　中国产遥测式甲烷报警器的主要技术特征表

性能 \ 型号		AYJ－1	AYJ－$\frac{2}{3}$	AWBY－2	ABD－21	ADJ－2
传感器	检测范围（%CH_4）	0～4	0～4	0～4	0～3	0～3
	检测误差（%）	±0.1～0.3	±0.1～0.3	+0.1～0.3	±0.1～0.3	±0.1～0.2
	检测距离	S=1.5mm² <500m	S=1.5mm² <1000m	S=1.5mm² <1000m	S=1.5mm² <1000m	S=1.5mm² <1000m
	供电方式	恒流源	恒流源	恒流源	恒流源	恒流源
	工作电流/mA	300～400	320～360	350～380	300±50	320～360
	反应时间/s	<60	<60	<60	<30	<60
	检测显示			电　表	数　字	数　字
	报警方式				LED 闪光 断续电笛声	LED 闪光 断续电笛声
	报警范围（%CH_4）				0.5　0.75 1.0　1.5	
	元件保护	无	无	3%～4%CH_4 间歇供电 1～2min	3%CH_4 停测 90s	超量程停 10min 自动送 20～30s
主机	传输距离/km	≤10	≤10	≤10	≤10	≤10
	载波频率/kHz	17、20.5、25、30、36	17、20.5、25、30、36	17、20.5、25、30、36、43	11、15.02、19.13、23.39、27.37、32.76	17、20.5、25、30、36
	发送功率/mW	≥500	≥500	≥700	≥150	
	报警范围（%CH_4）	0.5～4	0.5～4	0～4		0.5、0.75 1.0、1.5
	报警误差（%CH_4）	≤±0.1	≤±0.1	≤±0.1		±0.05
	断电范围（%CH_4）	0.5～4	0.5～4	0～4	0.5、0.75 1.0、1.5	0.5、1.0 1.5、2.0
	断电误差（%CH_4）	<±0.15	<±0.1	≤0.2		0.05
	复电方式		人工、自动	人工、自动	人　工	人　工
	跟踪误差（%CH_4）	<±0.2		≤±0.2		+0.05
	断电接点容量	～115V5A －28V5A	～380V1.5A －24V4A	～220V3A	～220V4A	～660V5A －36V5A
	电源电压/V	～127、380、660	～36、127、220	～36、127、380	～127、380、660	～36、380、660
	允许波动（%）	－20～+15	－20～+15	+15		－20～+15
	消耗功率/W	≤50	≤45	≤60	≤50	≤50
	温度/℃	0～35	0～35	0～35	0～35	0～40
	湿度（%）	<98	<98	≤97	≤95	<98
	通讯联络	无	有	无	无	有

续表

性能 \ 型号		AYJ－1	AYJ－$\frac{2}{3}$	AWBY－2	ABD－21	ADJ－2
接收机	灵敏度/mV	50	50	30		
	选择性/dB	＞30	＞30	＞26		
	跟踪误差（%CH_4）	＜±0.2	≤±0.15	≤±0.2	≤0.1	
	报警范围（%CH_4）	0.5～4	0.5～4	0～4	0.5、0.75 1.0、1.5	
	报警误差（%CH_4）	＜±0.1	＜+0.1	＜±0.1		
	温度/℃	0～40	0～40	0～40	0～35	
	湿度（%）	＜98	＜98	≤80	≤95	
声光箱	警报距离/m	＜500	＜1000	＜800		＜300
	报警方式	白炽灯起伏声	LED闪光起伏声	LED闪光起伏声		LED闪光起伏声
安全类型	主机	Exd I	Exd I	Exd I	Exd I	Exd I
	传感器	Exd I	Exi I	Exi I	Exi I	Exi I
	声光箱	Exd I	Exi I	Exi I	Exi I	Exi I

备，由井上、井下2部分组成。井下部分由甲烷传感器、主机、声光箱等组成，井上部分由接收机、数据处理、记录仪等组成。甲烷传感器是气一电转换器件，具有将甲烷浓度变成电量的功能。主机向传感器和声光箱提供工作电源，并将传感器送来的电讯号以脉冲载频形式发送到井上接收机。接收机把代表甲烷浓度的电讯号检出、供给显示部件、记录部件显示或存贮。声光箱在主机控制下发出声光报警讯号。

遥测式甲烷报警器按信息处理方式不同分为模拟式和数字式2种。模拟式的特征是：将甲烷浓度的高低转换成直流电压的大小讯号，并用电表指针显示；整机电路以模拟式电路为主，电路器件以分立式为多。数字式的特征是：甲烷浓度的高低以电脉冲的个数多少表示，脉冲频率经记数用数码管以数字方式显示，整机电路以数字电路为主，电路部件以集成电路为多。遥测式甲烷报警器的原理框图如图7所示。数字式和模拟式报警器从甲烷浓度检测到载频传输到选频解调这段的工作原理基本相同，只不过模拟电路A/D转换频率较低，一般为8Hz左右；数字式电路A/D转换频率较高，约为100Hz。它们间的差异是：模拟式电路的指示、报警、断电讯号取自模拟量直流电压，由于直流电压讯号是缓慢连续变化的，所以，确定、调整报警值是任意的；而数字式电路的报警、断电值取自数字量，数字量是阶跃不连续的，故确定、调整报警值是有级的，不如模拟式的方便，但数字式电路具有显示直观、测量误差小、调试简单、体积小、质量轻等特点，是遥测式甲烷报警器今后发展的主要方向。

遥测式甲烷报警器按信道通过的传输讯号容量不同划分为单路遥测式和多路遥测式2种。传递制式为频分制，即在一个传输信道中同时传输多个不同频率的载频信息，接收处理单元能够同时选择接收同一信道中的各个载频信息。目前频分制系统中常用的频率范围为11～43kHz，并分割成5～6个频道。

中国产部分遥测式甲烷报警器主要技术特征见表3。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井通风安全监测装置使用管理规定》，煤炭工业出版社，1995。

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》（上、下册），煤炭工业出版社，1993。

（辛广龙　郑庆君）

jiawan cedingqi

甲烷测定器 (methane detector) 用于测定甲烷浓度的携带型仪器。主要用于安全检查人员、井下生产管理人员随身携带随时测定矿井空气中甲烷浓度或挂在工作场所监测甲烷浓度，也可用于测定从井下抽出的甲烷的浓度。是煤矿使用最为广泛的安全检测仪器，对煤矿安全生产具有重大意义。

分类 按检测原理不同划分为火焰式、催化式、光干涉式和热导式等几种。火焰式测定器出现最早(见瓦斯检定灯)，目前已基本不再使用；催化式及光干涉式测定器用于测定常量低浓度甲烷，由于小而轻，且光干涉式测定器还可间接测定二氧化碳，因而这2种测定器的使用最为广泛；热导式测定器主要用于测定高浓度甲烷。在20世纪50年代至60年代，光干涉式测定器的使用占很大优势；20世纪70年代以后，随着催化式测定器的推广，除中国和日本外，催化式测定器的使用在其他国家占居了主导地位；在中国，自20世纪80年代以来，随着载体催化元件性能的进一步提高，光干涉式测定器已逐渐被催化式测定器所取代。

沿革 最早使用的甲烷测定器是火焰式瓦斯检定灯，于1815年由英国人发明，其是根据火焰的高度来测定甲烷浓度的(见瓦斯检定灯)，到20世纪70年代已基本被淘汰。1879年瑞典研制了容积压力式甲烷检测仪，使甲烷检测技术迈入了仪表化阶段。1923年美国研制了采用铂丝催化元件的催化式甲烷测定器，1954年英国研制成载体催化元件的催化式甲烷测定器。使用最为广泛的矿用光干涉式甲烷测定器于1930年由日本研制成功，20世纪60年代联邦德国西门子公司研制成功了以铂丝为敏感元件(测量元件，用于测定甲烷浓度的元件)的热导式甲烷测定器。20世纪70年代欧洲研制成功了以金属丝上烧结载体作为热导元件的热导式甲烷测定器。

在中国，生产的第一种甲烷测定器是1946年由天津生产的瓦斯检定灯；光干涉式甲烷测定器于1953年由中国科学院长春光学精密机械所开始研制，并于1959年研制成功移交生产；以载体催化元件为敏感元件的催化式甲烷测定器于1965年由劳动部北京劳动保护科学研究所和抚顺煤矿安全仪器厂协作研制成功；以钨丝为敏感元件的热导式甲烷测定器于1973年由辽宁省煤炭研究所研制成功。

催化式甲烷测定器 利用空气中甲烷与氧气可在催化元件表面进行催化氧化反应并产生热量的特性，通过测量反应放热量来测定甲烷浓度的仪器。其检测原理为催化式，是利用载体催化元件作为敏感元件(黑元件)和不含催化剂的载体元件(白元件)作为补偿元件构成的惠斯登电桥来实现对甲烷催化氧化反应热的测量、进而实现对甲烷浓度的测定的(见矿井气体检测)。敏感元件有金属丝催化元件和载体催化元件2种，目前大部分用载体催化元件。金属丝催化元件是早期使用的催化元件，为纯铂或铂族合金螺旋丝元件；载体催化元件是1954年英国A. R. Bake首先研制使用的，其是在铂螺旋丝表面包上一层多孔性的载体氧化铝，并在其表面涂上铂黑和钯黑等催化剂而构成的，其可实现低温催化燃烧，并可降低功耗、提高可靠性和延长使用寿命。

空气中甲烷和氧气在一定温度下的铂钯催化剂表面进行的催化氧化反应可用化学反应式表示为：

$$CH_4+2O_2=CO_2+2H_2O+802.9kJ/mol$$

催化式甲烷测定器在甲烷爆炸下限范围(0～5%)内可获得较高灵敏度和精度，适用于煤矿井下测定空气中的甲烷浓度，只要有足够的氧气保证甲烷充分氧化反应，示值即不受背景气体组成的影响，受温度变化、二氧化碳的影响亦较小，但当空气中甲烷浓度超过4%时，敏感元件输出的电信号呈非线性，会出现一个示值对应2个浓度的双值性(如图1所示)，且敏感元件还易受破坏而失去正常的检测能力。

催化式甲烷测定器的敏感元件具有同硫、砷、氯、铅、硒等的化合物接触而中毒失去检测功能的特性，在使用时应注意使用环境的选择。

催化式甲烷测定器在世界上用得最广泛、数量也最多，欧美等主要采煤国家大部分使用这类仪器测定爆炸下限以下浓度范围的甲烷浓度。在中国，自20世纪60年代研制出催化式甲烷测定器以来，70年代开始推广，现已大量使用，数量方面仅次于光干涉式甲烷测定器。催化式甲烷测定器有的用于间断测量，也可用

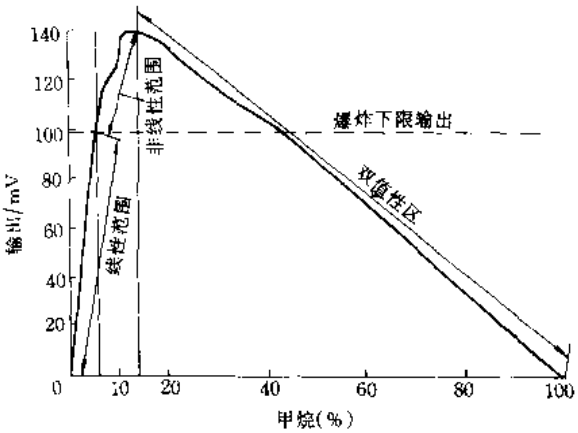


图1 敏感元件信号输出值同甲烷浓度的对应关系曲线

于连续测量；间断测量适用于随时测量，连续测量用于对工作场所甲烷浓度进行连续的监测。近几年中国开发的部分用于间断测量的数字式甲烷测定器见表 1。

催化式甲烷测定器最大课题是进一步改善载体催化元件可靠性，延长工作寿命，并提高耐高浓度甲烷冲击能力。

光干涉式甲烷测定器 根据光的折射率与气体浓度间存在某种比例关系的特性，通过测量干涉条纹的移动量达到测量气体折射率、进而达到测定空气中甲烷浓度的仪器（见彩图 14）。其检测原理为光干涉式（见矿井气体检测）。由照明装置组、聚光镜组、半面镜组、折光棱镜组、反射棱镜组、物镜组、测微组、目镜组、吸收管组、气室组与气路系统和开关组等部分构成，如图 2 所示。

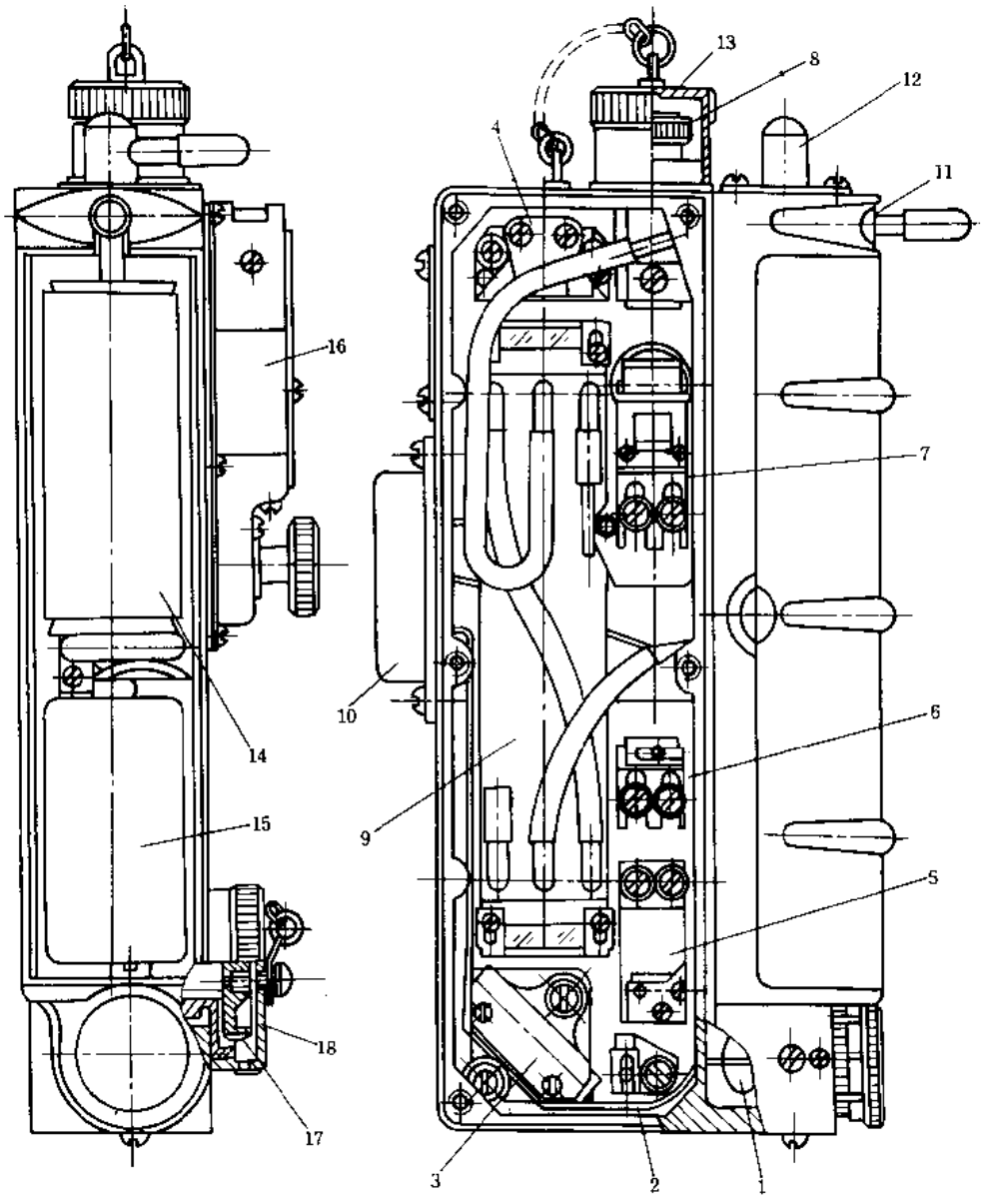


图 2 光干涉式甲烷测定器结构示意图

1 照明装置组；2—聚光镜组；3—平面镜组；4 反射棱镜组；5—折射棱镜组；6 物镜组；7—测微组；8—目镜组；9—气室组与气路系统；10—按钮开关组；11 进气口；12—抽出口；13 目镜罩；14 吸收管组；15 电池；16 测微组；17—调节螺栓；18 调节螺栓保护帽

表 1　中国开发的用于间断测量的小型数字式甲烷测定器性能表

型　号	AW6	SWJ－1	AJW－1	AXZ－1
测量范围（%CH_4）	0～4	0～4	0～4	0～5
测量误差（%CH_4）	0～1，±0.1；>1～2，±0.2；>2～4，±0.3	0～2，±0.1；>2～3，±0.2；>3～4，±0.3	0～1，±0.1；>1～2，±0.2；>2～4，±0.3	0～2，±0.1；>2～5，±0.2
外形尺寸/mm	115×66×26	135×75×37	98×58×23	108×63×30
质　量/g	230	450	220	240

由于根据光干涉式原理制成的检测器的气体选择性较差，根据矿井空气主要由二氧化碳、甲烷、水蒸气和地面空气构成的特点，在测定甲烷时应在测量气室前端加设装有用于吸收矿井空气中的水蒸气和二氧化碳的氧化钙或硅胶和碱石灰（氢氧化钠）的吸收管。

光干涉式甲烷测定器还可用于测定一定浓度范围内的二氧化碳、氢气、一氧化碳等气体。在测量其他气体时，应首先测出混合气体的总浓度，然后再在吸收管中加装相应的吸收剂将待检测的气体吸收掉测出甲烷浓度，这样总浓度与甲烷浓度的差同气体换算系数的乘积即是待检测气体的浓度，即：

$$C_b=(C_z-C_j)\cdot m$$

$$m=\frac{\mu_j-\mu_a}{\mu_b-\mu_a}$$

式中 C_b 为待检测气体浓度；C_z 为混合气体的总浓度；C_j 为甲烷浓度；m 为待检测气体换算系数；μ_j 为甲烷的折射率；μ_a 为空气的折射率；μ_b 为待检测气体的折射率。

常见的气体的换算系数见表 2。

由于气体折射率同密度有关，因而受环境压力、温度等因素的影响，其检测结果易发生误差，必须定期使用专用仪器对其进行校准（见光干涉式甲烷测定器校准仪），并在每次下井使用前进行调零。由于气体的折射率会因气压、温度的不同而变化，因而在使用校正好的测定器在不同于校正时的环境气压、温度的状态下进行测量时，实际甲烷浓度还需进行温度和压力校正；但当测量要求不高时，可不进行这类校正：

$$X=\frac{101325}{293}\cdot\frac{T_m}{P_m}\cdot X_m$$

式中 X 为甲烷实际浓度值；T_m、P_m 为测量地点的温度和压力值，K、Pa；X_m 为测定器显示值。

表 2　几种常用气体的换算系数

气体名称	分子式	折射率	换算系数
氢　气	H_2	1.0001402	−0.98
水蒸气	H_2O	1.0002550	−3.98
氧　气	O_2	1.0002706	−6.82
空　气	$O_{21\%}+N_{79\%}$	1.0002925	
氮　气	N_2	1.0002970	33.2
一氧化碳	CO	1.0003350	3.52
甲　烷	CH_4	1.0004419	1.00
二氧化碳	CO_2	1.0004481	0.96
二氧化氮	NO_2	1.0005090	0.69
乙　炔	C_2H_2	1.0005936	0.49
硫化氢	H_2S	1.0006526	0.415
二氧化硫	SO_2	1.0006796	0.386
乙　烯	C_2H_4	1.0007192	0.35
乙　烷	C_2H_6	1.0007648	0.315
丙　烷	C_3H_8	1.001099	0.186
丁　烷	C_4H_{10}	1.001399	0.135
戊　烷	C_5H_{12}	1.001711	0.105

光干涉式甲烷测定器一般用于间断测量；用于连续自动检测时，应用光电管取代携带型仪器中观测干涉条纹移动量的望远系统，将干涉条纹的移动量转变为光电管电阻的变化，通过测量电阻变化引起的电流变化而实现对甲烷浓度的测定。通过改变气室长度可改变光干涉式甲烷测定器的测量范围。

由于光干涉式甲烷测定器精度高，能够兼测高、低浓度甲烷和二氧化碳浓度，且可以不用标准气样而只用压力计校准，所以应用范围很广。但它选择性不好，背景气体组成与正常空气不同时会产生较大误差，所以用这种仪器测定采空区、密闭内气体中甲烷浓度时

有偏差。

光干涉式甲烷测定器最早是在 Jamin 干涉仪的基础上，经日本上井不晃于 1920 年改进，由上二郎研制成功的，1935 年已在日本北海道煤矿应用。德国、中国、原苏联等国陆续生产和应用了光干涉式测定器。20 世纪 70 年代以来，由于欧美大量采用催化式甲烷测定器，光干涉式测定器在这些国家没有取得更大的发展；但日本、中国使用的甲烷测定器中，光干涉式测定器仍占主导地位。中国生产的第一种光干涉式甲烷测定器是 1956 年由云南光学仪器厂仿制日本的产品而制成的“理研”18 型（由于早期使用的光干涉式甲烷测定器多是日本理化研究所的产品，因而光干涉式甲烷测定器曾称“理研”）瓦斯检定器。60 年代得到大量推广应用，目前已成为世界上最大的生产国和使用国，主要产品见表 3。

热导式甲烷测定器 根据甲烷-空气混合物的热导率与甲烷浓度存在某种比例关系的特性，通过测量因甲烷-空气混合气体的热传导作用敏感元件的电阻变化量，进而达到测定空气中甲烷浓度的仪器。其检测原理是热导式。是利用由敏感元件同补偿元件构成的惠斯登电桥来实现对敏感元件的电阻值变化量的测定的（见矿井气体检测）。

表 3 中国生产的部分光干涉式甲烷测定器的技术特征表

技术特征 / 型号	测量范围 ($\%CH_4$)	基本误差 ($\%CH_4$)	读数方式	光源	电源	气室长度 /mm	外壳尺寸 /mm	质量 /kg	视场放大倍数
AQG1	0～10	0～1，±0.05 >1～4，±0.10 >4～7，±0.20 >7～10，±0.30	有测微机构最小读数 0.02%CH_4	1.35V 扁型白炽灯泡	R20 型干电池 1 节	120	225×195×70（带皮套）	1.8	16
GWJ－1									
AQG－1A									20（大光谱）
GWJ－1A				普通 2.5V 手电筒灯泡	R20 型干电池 2 节				16
AQG－2			在分划板刻度上直接读小数最小读数 0.02%CH_4		R14 型干电池 2 节	100	180×85×50（带皮套）	0.9	20（大光谱）
AQG－3	0～100	0～10，±0.5 >10～40，±1.0 >40～70，±2.0 >70～100，±3.0	有测微机构最小读数 0.02%CH_4	1.35V 扁型白炽灯泡	R20 型干电池 1 节	22	225×195×70（带皮套）	1.8	
GWJ－2				普通 2.5V 手电筒灯泡	R20 型干电池 2 节				16

热导式甲烷测定器的敏感元件有 3 种形式：①铂丝、钨丝或其他合金的金属丝，拉成直线状或者螺旋状形式；②半导体热敏电阻，一般采用珠状形式；③以铂螺旋丝为芯，表面烧结陶瓷或玻璃而成。金属丝热导元件（敏感元件）的工作温度一般在 150℃以下；陶瓷或玻璃热导元件工作温度可高些。由于热导元件工作温度低，工作电流较小，功耗也低，故元件寿命较长。热导式甲烷测定器的测量范围可达 0～100%。敏感元件采用金属丝或陶瓷材料时，灵敏度较低，往往用于检测高浓度甲烷。热导式甲烷测定器工作较稳定，没有高浓度冲击或中毒现象，适用于大范围甲烷浓度的间断或连续测定；但其受背景气体组成变化的影响大，当井下空气中氧和氮的比例和新鲜空气相差较大时，仪器误差较大，所以其测定严重缺氧的采空区、密闭内的甲烷浓度往往偏低甚至显示负值。为了避免矿井空气中的水蒸气和二氧化碳对测定结果造成影响，热导式甲烷测定器的气样室的入口端都加设有内装用于吸收二氧化碳的碱石灰和用于吸收水蒸气的氯化钙或硅胶粒的吸收管。

热导式甲烷测定器最早于 20 世纪 60 年代用于德国的煤矿，其敏感元件是拉直的铂丝，测量范围为 0～5%、0～100%，用电表指示浓度值；随后不久日本用

半导体热敏电阻作敏感元件研制出了连续工作的携带型报警器，测量及报警范围为0～3%，以LED发光二极管亮的个数表示浓度值范围（分段光标显示）；20世纪70年代德国以铂螺旋丝为芯烧结三氧化二铝（类似载体催化元件的补偿元件）做热导元件，用以测定爆炸上限以上高浓度甲烷，并与载体催化元件配套兼测高低浓度甲烷。中国的第一个热导式甲烷测定器于1973年由辽宁省煤炭研究所研制成功，采用4个钨螺旋丝元件构成电桥4个臂，分别置于2个气样室和2个空气室中，测量范围为0～10%；以后又生产了采用过铼钨丝、PN结半导体、半导体热敏电阻作为热导元件的甲烷测定器。目前热导式甲烷测定器多用于测定抽放管路内的高浓度甲烷。典型的热导式甲烷测定器的技术性能见表4。

表4　典型的热导式甲烷测定器的技术性能表

型号	测量范围 ($\%CH_4$)	测量误差 ($\%CH_4$)	显示方式	工作方式	充电后工作次数或工作时间	外形尺寸/mm	质量/g	生产国家
AW5	0～5，载体催化 5～100，热导	0～1，±0.1 >1～2，±0.2　5～50，－3 >2～4，±0.3　>50～100，±5 >4～5，±0.4	LED数字显示	间断	300次	140×80×46	560	中国
M502	0～2，载体催化 1.6～5，热导	0～2，±0.1 1.6～5，±0.5	电表指示	间断	250次	142×82×46	540	德国
Pac Ex	0～5，载体催化 0～100，热导	0～2，±0.2　0～50，±3 50～100，±10%测定值 2～5，±10%测定值	数字显示	间断、连续	8h	156×68×37	370	德国
HD 3	0～3	0.25%指示值	LED管亮的数量	连续	27h	300×90×80	2000	日本

参考书目

刘德林等编，《煤矿安全仪器及装备使用与维修手册》，煤炭工业出版社，1989。

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（尹芳雄）

jiawan chuanganqi

甲烷传感器　(methane transducer)　将空气中甲烷浓度变量转换成与之相对应的输出信号的装置。用于监测矿井空气中的甲烷浓度和监视瓦斯抽放管路的安全及质量情况。有固定型和半固定型2种，工作方式为长时间连续方式。常安设在采掘工作面、机电硐室、瓦斯抽放泵站及钻场等场所。由敏感元件、信号处理电路、显示器、声光报警器及信号输出电路构成；敏感元件可与信号处理电路等部件组合在一起形成一体式结构，也可分开形成分体式结构，电路框图如图1所示。

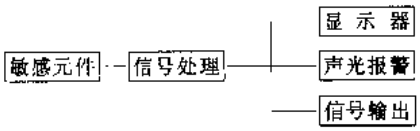


图1　甲烷传感器电路框图

甲烷传感器同监控装置和监测系统相联，可构成甲烷遥测仪、甲烷断电仪、风电瓦斯闭锁装置、瓦斯抽放监控装置、煤矿安全环境集中监测系统等装置（见甲烷报警器、甲烷断电仪、风电甲烷闭锁装置、矿井安全环境集中监测）。

甲烷传感器于20世纪60年代最早用于法国的CTT63/40煤矿监测系统。中国的甲烷传感器于20世纪80年代中期最早用于甲烷断电仪上。在煤矿安全监测系统的传感器中，甲烷传感器占80%以上。

根据检测范围不同划分，甲烷传感器分为低浓度、高浓度及高低浓度组合式3种。低浓度的甲烷传感器的监测范围为0～4%，高浓度甲烷传感器的监测范围为0～100%。20世纪80年代以来，低浓度甲烷传感器

的敏感元件采用的是载体催化式检测原理，高浓度甲烷传感器的敏感元件采用的是热导式检测原理（见矿井气体检测）。载体催化式原理的低浓度传感器由于受高浓度甲烷激活、煤尘与水蒸气的影响、元件化学组分变化及其中毒等因素的影响，故障多、寿命短，严重影响着监测仪器作用的发挥。热导式原理的高浓度甲烷传感器的工作温度低、桥路电流小、元件寿命长，不存在催化剂中毒和铂丝升华等现象；但受背景气体影响较大，特别是抽放瓦斯中，高浓度的二氧化碳对测量结果有不可忽视的影响。

低浓度甲烷传感器 用于检测0～4%的甲烷浓度和用于检测瓦斯抽放泵站室内的甲烷浓度。采用扩散取样的方式，取样头上设有防尘及防风速影响的保护罩，取样头中的载体催化元件装在金属粉末冶金罩内，以满足隔爆要求。

性能要求 ①基本误差。在环境温度为15～35℃、相对湿度为45%～75%、大气压力为86～106kPa的条件下，不同测量范围的基本误差见表1；②稳定性。在规定试验条件下，传感器连续工作7昼夜的漂移量不应超过基本测量误差；③温度影响。在0～40℃温度范围内，传感器指示值与输出信号值误差均不应超过基本误差；④湿度影响。在相对湿度小于98%的条件下，传感器的指示值与输出信号值误差均不应超过基本误差；⑤风速影响。在0～8m/s风速范围内，传感器指示值与输出信号值误差均不应超过基本误差；⑥响应时间不大于30s；⑦警报点误差。不超过±0.10%CH_4；⑧警报信号强度。声响不小于85dB，光信号能见度不小于20m。

表1 低浓度甲烷传感器基本误差表

测量范围C (%CH_4)	0.00≤C ≤1.00	1.00<C ≤2.00	2.00<C ≤4.00
基本误差 (%CH_4)	±0.1	±0.2	±0.3

高浓度甲烷传感器 用于检测瓦斯抽放管道和抽放泵站中的甲烷浓度，量程0～100%CH_4。采用扩散取样的方式，取样头上设有防尘、防风速影响的保护罩。由于敏感元件的工作温度不同，防爆结构有本质安全结构和隔爆结构形式2种。

高低浓度组合式甲烷传感器 用于高瓦斯矿井以及有可能发生瓦斯突出的地点，采用局部通风机通风的掘进工作面，一旦瓦斯大量涌出或通风机停止工作后会出现高浓度甲烷积聚的场所。采用载体催化和热导两种元件，分别检测低浓度与高浓度甲烷，当甲烷浓度上升超过4%时，载体催化元件自动停止工作而转换成热导元件工作；而当甲烷回降到4%以下时，又恢复载体催化元件工作，热导元件停止工作。

参考书目

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（李恩超）

jiawan duandianyi

甲烷断电仪 (methane circuit breaker)

当煤矿井下甲烷浓度超过预置的浓度阈值时，能在发出报警信号的同时自动切断受控设备电源的装置。又称瓦斯断电仪。主要安装在煤矿井下的掘进和采煤工作面、回风巷道中、采煤机上及隔爆型蓄电池电机车上。既能连续监测甲烷浓度，又能在甲烷浓度超过规定限度（一般为爆炸下限的1/5～2/5）时自动切断受控设备的电源。它是在甲烷测定器和甲烷报警器的基础上，加装断电控制单元而成；由主机、甲烷传感器及传输电缆组成，其中主机由矿用本质安全型稳压电源、断电控制单元和报警单元构成，甲烷传感器几乎都采用扩散式进气方式。是瓦斯矿井预防瓦斯事故的重要设备。

分类 按使用方式划分，分为机载型和定置型2种。机载型甲烷断电仪安装在采掘机械、电机车或其他移动的机械设备上，可跟机监测甲烷浓度。由于此类断电仪在甲烷浓度超限时，不仅切断受控设备的电源，同时也切断自身的电源，所以往往都设有备用电源。定置型甲烷断电仪根据其功能不同又可分为一般定置型和多功能型2种：①一般定置型除主机，甲烷传感器和传输电缆外，有的还设有声光报警箱。根据其所接甲烷传感器数量和控制点数不同又分为单点式和多点式2种；②多功能型除具有一般定置型甲烷断电仪的基本功能外，还具有遥测功能或控制动力设备开、停和闭锁的功能（见风电甲烷闭锁装置）。

发展史 世界上第一台甲烷断电仪是法国OLDHAM公司于1967年生产的GTM67A型甲烷监测器，属于多功能型断电仪，甲烷传感器上使用了纯铂丝催化元件，由于其工作温度较高，所以只能周期性地监测甲烷浓度。1970年美国MSA公司生产出世界上第一台机载型甲烷断电仪（M型甲烷监测器），其甲烷传感器采用了载体催化元件，可连续自动监测采煤机周围的甲烷浓度。日本株式会社三工社于1972年生产出世界上第一台甲烷传感器采用热导元件的甲烷断电仪（SD-3型甲烷监控器）。日本东科计器株式会社于20世纪70年代生产出世界上第一台甲烷传感器采用

光干涉原理元件的甲烷断电仪（TC－80D 型甲烷监测器）。

中国于 20 世纪 50 年代即开始研制甲烷断电仪，中国生产的第一台甲烷断电仪于 1976 年由上海汇南无线电厂生产，其是定置型甲烷断电仪，型号为 ABD－1 型，由主机、甲烷传感器、传输电缆和声光报警箱 4 部分组成。中国生产的第一台机载型甲烷断电仪于 1978 年由抚顺煤矿安全仪器厂生产，为 AQD－1 型采煤机瓦斯断电控制仪，设有备用电池，可保证采煤机电源被切断后能继续监测甲烷浓度。中国生产的第一台采用数字显示的甲烷断电仪由上海电表厂于 1984 年生产，型号为 ABD－21－K 型。迄今为止，中国已有 20 多种不同类型、不同型号的甲烷断电仪。

工作原理　甲烷传感器的检测原理多采用催化燃烧原理（见矿井气体检测），检测元件大部分采用载体催化元件、少部分采用纯铂丝催化元件。日本生产的甲烷断电仪也有采用光干涉原理和热导原理的（见矿井气体检测）。中国生产的甲烷断电仪都采用载体催化元件。甲烷断电仪的工作原理框图如图 1 所示。

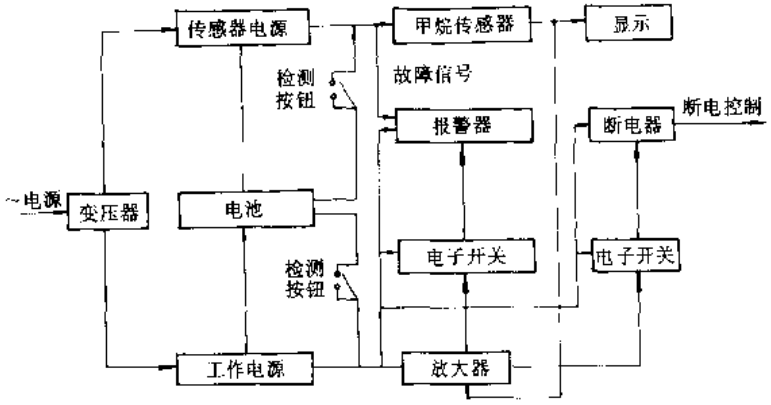


图 1　甲烷断电仪的工作原理框图

功能　甲烷断电仪除了具有断电功能以外，一般还有连续监测甲烷浓度、报警、输出标准信号、电缆线故障报警等功能。中国生产的一些断电仪为了避免出现载体催化元件被高浓度甲烷激活的现象，还具备在高浓度甲烷（一般大于 3%CH_4 或 4%CH_4）情况下，变连续监测为周期性监测的功能。

使用电源及防爆要求　甲烷断电仪一般都使用煤矿井下电源，电源单元将井下交流电整流稳压（或稳流）后以本质安全型式供给各电路单元和甲烷传感器。有些甲烷断电仪设有备用电源，备用电源平时处于充电状态，用于在断电仪外接电源被切断情况下向甲烷断电仪供电使其继续工作。

主机为隔爆型，向甲烷传感器供电的电源输出信号均为本质安全型。甲烷传感器为隔爆兼本质安全型；由于检测元件的工作温度较高，一般置于用金属微粒烧结的多孔防爆罩内。

发展趋势　①产品性能不断提高。虽然甲烷断电仪所采用的敏感元件采用的检测原理有多种，然而载体催化元件仍是甲烷断电仪所采用的主要敏感元件，因此，载体催化元件的性能对甲烷断电仪的性能起着至关重要的作用。各国的载体催化元件都在向着系列化、低功耗、高稳定性和可靠性、长寿命，高抗毒能力和抗高浓度甲烷冲击方向发展；②采用催化燃烧和热导原理组成组合传感器。这样，在环境甲烷浓度升高时，可停止向载体催化元件供电，只让热导元件工作，防止了高浓度甲烷对载体催化元件的冲击，可提高载体催化元件工作的稳定性和可靠性；③向甲烷传感器输出标准信号，具有多种功能方向发展；④设置专门的断电装置，在井下形成断电系统；⑤与煤矿安全监测系统和生产监控系统相结合。甲烷断电仪既可以独立成机、单独使用，需要时也可以将其接入监测、监控系统，使甲烷断电仪广泛使用在各种类型的煤矿中。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四分册），煤炭工业出版社，1992。

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（李幸俊）

jianshao fenchen chansheng-liang

减少粉尘产生量　（reducing dust generation）　减少或抑制尘源，减少粉尘产生的措施。包括煤层注水、厚煤层或特厚煤层分层开采工作面的采空区灌水、合理选择采煤机截割机构结构参数和工作参数、液压支架顶梁上铺设金属网和防尘隔层等措施。减少粉尘产生的措施是防尘技术措施中治本的措施。掘进、回采、转载、运输等不同环节采用的减尘措施不同。

掘进时减尘　井巷开拓掘进是产生粉尘主要生产环节之一。掘进打眼、放炮、支护、装煤矸和运输等工序会产生大量煤尘或岩尘。主要减尘措施有湿式打眼（湿式凿岩）、干式凿岩捕尘、水封爆破（使用水炮泥）、掘进机内喷雾。原苏联还采用了煤层注水、压气喷雾等措施。

采煤时减尘　采煤工作面是连续产尘较大的场所，机械截割、爆破、运输机械转载振动、放炮挑顶或顶板自然垮落等多工序平行作业时产生的粉尘量最多。基本减尘措施是煤层注水和采空区灌水。机械化开采工作面和炮采工作面又有各自特点的减尘措施。

炮采工作面减尘　除煤层注水、采空区灌水外，主要是湿式打眼和炮眼充塞水炮泥。

综采工作面减尘　采用的基本减尘措施是煤层注水、采空区灌水、合理选择采煤机截割机构结构参数和工作参数、改进采煤机内喷雾、自移式液压支架前移自动喷雾等。

改进采煤机内喷雾　为了最大限度地提高减尘效果，许多国家对喷雾技术等进行了改进并采用了新技术。在内喷雾方面，原苏联开发并推广采用了只向割煤截齿定向同步喷雾技术，使粉尘浓度较常规喷雾低29%～47%；德国也对同类技术进行了试验，可使粉尘量降低40%～45%。德国研究了机载泵内供水式及固定泵外供水式、喷雾压力为6.5MPa的高压内喷雾技术，与低压喷雾比，粉尘量可降低30%～35%。

合理选择采煤机截割机构结构参数　采煤机截割机构与产尘有关的结构参数主要包括截齿的类型、尺寸、截齿的数量、安装方式，滚筒的形状结构等。

截齿分刀型截齿和镐形截齿2大类。对于裂隙发育的脆性煤用镐形截齿比用刀形截齿产尘少；对于裂隙不发育的硬煤，刀形截齿比镐形截齿产尘少。截齿的选择以煤的机械物理性能和煤层条件为依据。对于刀型截齿，为减少粉尘产生量，应采用窄截齿，其宽度应小到满足强度需要的必要值。截齿最佳宽度按下式确定：

$$b=K_m \cdot H$$

式中b为截齿最佳宽度，mm；K_m为受煤的性质影响的系数，$K_m=0.2\sim0.3$；H为截割厚度，mm。

一般取$b=12\sim20$mm，大型截齿取$b=25$mm。

滚筒截齿的数量要适当，截齿过多，会造成截齿截深太浅而产生大量粉尘；减少齿数，增大齿距，可以减少产尘量，滚筒的齿数由75个减少到45个时，粉尘产生量可减少25%～30%，但齿数不能过分减少，否则会增加滚筒的磨损而使产尘量增大。

截齿的安装有径向、切向2种方向。截齿切向安装的滚筒比径向安装的滚筒产尘量小。

合理的滚筒结构可以减少装煤过程中煤块的二次破碎，减少产尘量。德国研制的轮毂断面呈指数曲线的滚筒，其轮毂上的螺旋叶片沿滚筒全长的空间是由小变大的，与轮毂为圆柱形的滚筒相比，装煤过程中，由于可以减少煤块的二次破碎、细分散度的粉尘减少了13%。

合理选择采煤机截割工作参数　采煤机截割机构的主要工作参数包括采煤机的牵引速度、截割速度（滚筒线速度）及截齿的截深。采煤机的牵引速度、滚筒转速、截齿的截割深度间存在着单位产尘量最低的最佳匹配值，这方面德国和英国都做了大量的试验工作。截齿的切削厚度按下式计算：

$$\delta=\frac{1000v_q}{n\,i_c}$$

式中δ为截齿的切削厚度，mm；v_q为采煤的牵引速度，m/min；n为滚筒转速，r/min；i_c为每条截线上的截齿数。

采用刨煤机落煤的机采工作面，为减少刨煤时的产尘量，亦应对刨头的结构参数和工作参数作认真地选择。

改革落煤方式，采用高压水射流辅助截割是减少采煤机产尘量的一种发展趋势。

液压支架顶梁上铺设金属网及防尘隔层　在顶板十分破碎的综采工作面或顶煤十分松软破碎的放顶煤综采工作面，在液压支架顶梁上铺设金属网或隔尘薄膜，既能防止移架过程中顶梁上方冒顶，又可以大大减少液压支架移架过程中的产尘量。中国开滦矿务局唐山矿放顶煤综采工作面的试验表明，使用隔尘薄膜与未使用相比，产尘量降低了75%。

锚喷支护减尘　主要措施有湿式打眼、实施潮喷、控制喷浆风压和距离。

参考书目

严兴忠主编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

穆智宏主编，《煤矿防尘与粉尘检测》，黄河出版社，1992。

煤炭科学研究院重庆研究所编译，《矿井粉尘译文集》，煤炭工业出版社，1981。

Макнин др.　《РУКОВОДСТВО ПО БОРЬБЕ С ПЫЛЬЮ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ》, МОСКВА НЕДРА, 1979.

Мак НИИ,《БОРЬБА С УГОЛЬНОЙ И ПОРОДНОЙ ПЫЛЬЮ В ШАХТАХ》, МОСКВА НЕДРА, 1981.

赵书田编著，《煤矿粉尘防治技术》，煤炭工业出版社，1987。

（王晋育　刘新强）

jiandingguan

检定管　(detector tube)　填充有检测剂（或称指示粉）的两端被堵塞固定，经熔封、标定而成的细玻璃管，用于测定空气或气体中被测气体浓度。又称气体检测管。它是根据待测气体同检定管中的检测剂发生化学反应后检测剂变色的深浅或长度来确定待测气体的浓度的。主要用于检测矿井空气中的有毒有害气体是否超过允许浓度。检测剂用吸附特定的变色化学

试剂的硅胶、活性氧化铝、瓷粉、石英砂等载体制成。根据测定方法不同分为比长式检定管和比色式检定管2种，比长式检定管是根据检定管中的检测剂的变色长度来测定被测气体的浓度的，比色式检定管是根据检定管中的检测剂的变色强度来测定被测气体的浓度的。按测定时间划分，分为短时间检定管和长时间检定管，短时间检定管用于测定被测气体的瞬时浓度，一般在几分钟内即可完成测定；长时间检定管用于测定时间加权平均浓度，即测定作业者在一个工作班内接触有害气体的平均浓度。按采样方式分类，分为动力采样检定管和无动力采样检定管，动力采样检定管与手动或电动采样器配合使用，以使样品气体通过检定管，用于测定待测气体的瞬时浓度或时间加权平均浓度；无动力采样检定管不需要任何采样器，其是利用被测气体的自然扩散进行测定，常用来测定时间加权平均浓度。中国煤矿主要使用比长式检定管。

检定管的特点是：测定快速、携带操作方便、使用安全、价格低廉、不受使用条件限制，其测定准确度可满足一般检测的要求。

沿革 检定管是美国人胡佛（Hoover）和兰贝（Lamb）于1917年发明的。第一支检定器是一根填充了吸附着五氧化二碘 I_2O_5 和发烟硫酸 $H_2SO_4+SO_3$ 的混合物的硅胶的玻璃管，用来快速测定微量一氧化碳。1935年美国采矿局立特菲尔德（Little field）设计成功了比长式硫化氢检定管，其检测剂由载体氧化铝和吸附的氧化银 Ag_2O 制成，依据反应中呈现的黑色变色柱的长度来定量。此后，随着科学技术的不断发展，检定管的性能得到了不断的提高，产品品种和产量不断增加，应用也日益广泛。目前，中国以及美国、德国、日本等国都大量地生产检定管，而且还在继续研究和改进，其发展方向是由用于作业环境、生产流程、厂房空气等瞬间局部检测趋向环境保护、大气污染等长时间（8h）监测。

性能要求 不同的国际组织和国家制定有不同的性能标准。1982年纯粹与应用化学国际组织（the International Union of pure and Applied Chemistry，IUPAC）提出了气体检定管性能标准；1984年国际标准化组织（International Standards Organization，ISO）制定了检定管技术标准；1985年日本（Japanese Industrial Standards，JIS）提出了检定管与采样器标准；英、德、俄等国也都制定有检定管标准。中国在1987年制定了《气体检测管装置》国家标准（GB7230），规定了检测管和采样器的性能指标，还制定了煤炭行业使用的气体检定管行业标准MT67－91、MT51－91、MT271－91、MT272－91、MT273－91、MT274－91、MT275－91、MT276－91。

比长式检定管 是中国煤矿目前使用最为普遍的一种检定管，是内径为2～6mm的细玻璃管，如图1所示。用于测定井下一氧化碳、硫化氢、二氧化硫、氨、氮氧化物、氧、二氧化碳和氢等气体的浓度。与比长式气体检测管配套使用的有50mL圆筒形压入式、100mL圆筒形真空式（或压入式）和50mL蛇腹形吸入式等手动采样器，如图2、彩图15所示。可根据检定管品种、性能和测定条件选用。

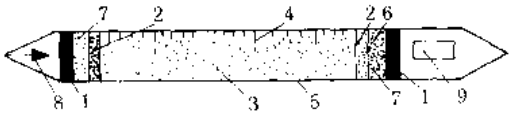


图1 比长式气体检测管结构示意图

1—起始端衬塞；2—隔离层；3—检测剂；4—浓度标线；5—玻璃管；6—衬塞；7—保护层；8—气样通向标志；9—标志

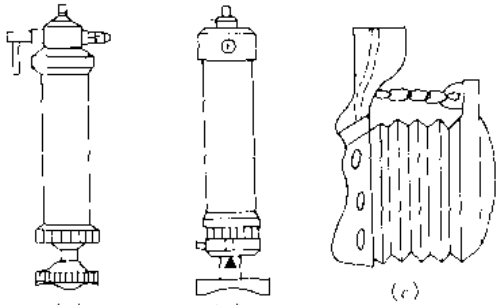


图2 采样器示意图

a—圆筒形压入式；*b*—圆筒形真空式（或压入压）；*c*—蛇腹形吸入式

中国煤矿使用的比长式气体检测管主要性能见表1。

参考书目

《化工企业空气中有害物质测定方法》编写组编，《化工企业空气中有害物质测定方法》，化学工业出版社，1983。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

表 1 中国煤矿用比长式气体检测管主要性能表

检测管名称	型号	测量范围（体积比）	最小分辨值	最小检测浓度	颜色变化	检测剂组成
一氧化碳	Ⅰ Ⅱ Ⅲ	(5～50) ×10⁻⁶ (10～500) ×10⁻⁶ (100～5000) ×10⁻⁶	5×10⁻⁶ 20×10⁻⁶ 200×10⁻⁶	5×10⁻⁶ 10×10⁻⁶ 100×10⁻⁶	白→棕褐色	五氧化二碘、发烟硫酸、硅胶
硫化氢		(3～100) ×10⁻⁶	5×10⁻⁶	3×10⁻⁶	白→棕色	醋酸铅、硅胶
二氧化硫		(2.5～100) ×10⁻⁶	5×10⁻⁶	2.5×10⁻⁶	紫→土黄色	氢氧化钠、甲酚红、石英砂
二氧化氮		(1～50) ×10⁻⁶	2.5×10⁻⁶	1×10⁻⁶	白→黄绿色	联邻甲苯胺、硅胶
氨		(20～200) ×10⁻⁶	20×10⁻⁶	20×10⁻⁶	桔黄→蓝灰色	溴酚兰、酒精、硅胶
二氧化碳	Ⅰ Ⅱ	0.2%～3.0% 1%～15%	0.2% 1%	0.1% 0.5%	蓝色褪为白色	氢氧化钠、百里酚酞、活性氧化铝
氧		1%～21%	1%	0.5%	白→茶色	氢氧化钾、活性氧化铝、焦性没食子酸
氢		0.5%～3.0%	0.5%	0.3%	白→淡红	钯、二氧化硒、活性氧化铝

（杨文正）

jiaofengxing dianqi shebei

浇封型电气设备 （encapsulated electrical apparatus） 将电气设备或其部件浇封在浇封剂中，使其在正常运行和认可的过载或认可的故障下不能点燃周围的爆炸性混合物的防爆电气设备，为矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为“m”。主要是小型防爆设备；由于其本身有不可拆卸的特点，因此只能一次性使用，不能再进行修理。对大功率可控硅、大功率晶体管所组成的开关和控制装置也可采取浇封防爆措施，以便提高设备的安全性能和缩小体积。浇封防爆对不含有运动零件的电子电路或熔断器等电器设备，具有极其重要的应用前途，对电气工程向着固态开关与控制设备方向发展，具有较大现实意义。

浇封型电气设备的结构应满足的要求是：

(1) 浇封剂具有化学的、热的、电的和机械的稳定性。

(2) 浇封后，浇封剂中无可见的孔隙。

(3) 被浇封的元件允许有净容积不大于 100cm³ 的内部空腔时，元件之间浇封剂的厚度不小于 3mm；净容积小于 1cm³ 时，元件间浇封剂的厚度可减小到 1mm，但不得借松散的填料来减小内部空腔的容积。

(4) 开关的触头设有外壳才能浇封；如额定电流超过 6A，外壳应用无机材料制成。

(5) 与外电源连接的浇封型电气设备或浇封型部件至少能承受 4000A 的预期短路电流，并有与其承受短路能力相适应的保护装置。

(6) 在允许的过载、过电压或过电流的一个故障状态下，不损坏浇封的防爆性能。

(7) 采用标准的可靠元件或组件。

(8) 浇封剂的自由表面至被浇封的元件或导体间浇封剂的层厚不小于 3mm，浇封剂自由表面面积不超过 2cm² 的浇封型电气设备或浇封型部件其厚度不小于 1mm。

(9) 浇封剂的允许最高表面温度符合有关标准的规定。

(10) 浇封型电气设备和浇封型部件具有在承受预期短路电流及允许的过载、过电流、过电压的一个状态下不损坏浇封的防爆性能的措施。

(11) 导体穿过浇封剂时，其密封性能能防止外部的爆炸性混合物进入浇封型电气设备或浇封型部件和浇封部分内部；沿爆炸性混合物进入方向，浇封剂包覆连接导体的长度不小于 5mm，如连接导体可能受外力作用，应作拔脱试验。

(12) 对于没有完全埋入浇封剂中的部件，浇封剂和这些部件间的粘合应保证潮气不会进入浇封剂和部

件之间。

(13) 嵌在电机下线槽中的线圈，其槽绝缘厚度不小于 0.2mm，两端伸出槽外的长度各不小于 5mm，并须符合规定的浇封剂层厚的要求。

参考书目

GB3836.9—90《爆炸性环境用防爆电气设备—浇封型电气设备 "m"》，中国标准出版社出版，1991。

（冯继武）

jinshu gujia

金属骨架　(metallic framework)　用于石门和立井揭穿突出危险煤层的一种超前支架。用钢管或型钢构成，其一端伸入煤层顶（底）板岩石内，另一端支承在工作面的支架上。防突作用有：①依靠支撑骨架，增加煤层稳定性，从而提高煤体抗破坏能力；②通过所打的骨架孔卸压和排放瓦斯，在石门周边一定范围内形成卸压带和排放瓦斯带。金属骨架适用于煤质松软、突出危险不很严重的急倾斜中厚或薄煤层。在倾角小或厚煤层中，因金属骨架长度大、易于挠出，不能很好阻止煤体移动，效果较差。金属骨架可有效防止倾出的发生；但对突出严重的煤层，尚不能有效防止突出的发生。为提高防突效果，可与水力冲孔、水力冲刷和防突扩孔钻等措施配套使用。在石门揭穿煤层后，严禁拆除金属骨架，以防止悬煤体冒落诱发煤与瓦斯突出。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对金属骨架的适用条件、工艺参数等作了规定。

工艺参数　金属骨架的布置取决于煤层倾角、厚度和瓦斯压力等参数，一般布置单排骨架。对于瓦斯压力大、煤质松软的中厚煤层，要采用双排骨架；用双排骨架时，骨架孔应交错布置。骨架应布置在石门上方及两帮，在缓倾斜煤层，从底板起 1/3 石门高度布置骨架；对急倾斜煤层，从底板起 2/3 石门高度布置。

金属骨架的主要参数有：

(1) 骨架孔直径 75～90mm；

(2) 骨架孔孔底间距：单排孔时不大于 0.2m，双排孔时不大于 0.3m；

(3) 骨架孔终孔位置距石门周边不小于 4m；

(4) 骨架的材料，采用钢管时直径不小于 50mm，采用钢轨时不小于 8kg/m；

(5) 插入孔底的骨架，深入煤层顶（底）板深度不小于 0.5m。

骨架施工　骨架钻孔一般采用矿用钻机施工，打穿煤层全厚并进入岩层 0.5m 以上。钻孔完成后应清除孔内残渣，然后把准备好的钢管或型钢插入孔内，直到孔底。露出孔外的一端，固定在密集棚子、无腿棚子、金属框架、或砌在混凝土碹内。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

（于不凡）

jiuhudui zhandou xingdong zhunze

救护队战斗行动准则　(fighting regulation of mine rescue team)　中国制定的矿山救护队在处理各种灾害事故和佩戴呼吸器进行安全技术工作时的行动依据。第一个救护队战斗行动准则是《煤矿军事化矿山救护队战斗条例》，于 1956 年 4 月由煤炭工业部发布。第二个救护队战斗行动准则为《矿山救护队战斗准备标准和检查办法》，于 1978 年 11 月颁布。1987 年 9 月颁布实施了第 3 个救护队战斗行动准则《军事化矿山救护队战斗行动准则》。1995 年颁布实施的《煤矿救护规程》包含了现行的救护队战斗行动准则。原苏联、德国等国也制定有类似于中国救护队战斗行动准则的法规。救护队战斗行动准则的内容包括：①闻警集合；②返回驻地；③处理事故时指战员的职责；④处理事故的应急保证部门；⑤事故处理工作的领导和指挥；⑥侦察工作；⑦救护队进行安全技术工作时的行动原则；⑧救护队在灾区行动应遵守的一般原则；⑨处理各种灾害事故时救护队的行动原则；⑩处理事故时的技术装备。

闻警集合　内容包括：①救护队在接听事故电话时，问询和记录事故情况的要求；②出发前值班和待机小队应做的工作规定；③出动时间的规定；④行车及到达事故矿井和事故地点的具体要求。

返回驻地　内容为批准救护队返回驻地的部门及返回基地后应进行的工作。

处理事故时指战员的职责　包括救护队员和指挥员的日常工作职责和处理事故时的职责。

队员的一般职责　内容为队员在服从命令、听从指挥、行动安全、使用装备和装备故障处理方面的具体职责要求。

特别队员的职责　包括电话值班员、通信员、安全岗哨、作战汽车司机的职责。

电话值班员职责　对电话值班员在接听事故电话时的具体要求。

通信员职责　对通信员在完成通信工作时的具体要求。

安全岗哨职责　对安全岗哨必须作到的各项工作

要求。

作战汽车司机的职责　对司机在安全基础上运送救护队的具体要求。

指挥员处理事故时的职责

正、副小队长职责　了解并告知队员事故性质、工作任务、基地位置及通信情况。做到在灾区实施救灾方案中保证队员安全并完成任务。小队长不在时副小队长行使小队长职责。

正、副中队长职责　负责领导处理事故，向小队布置任务并掌握事故处理进展和灾情变化，及时向大队长汇报。中队长不在时，副中队长担负中队长职责。在处理事故时，副中队长直接在井下领导1个或几个小队从事救护工作，并及时向抢救指挥部汇报所掌握的事故处理情况。

中队技术人员职责　协助中队长做好中队技术工作。正、副中队长不在时，担负中队长的职责。

正、副大队长职责　负责救护队在事故矿井的具体领导工作，负责指挥各中队的联合作战行动；参加抢救指挥部工作，参与制定和变更事故处理方案，并组织制定救护队的行动计划和安全技术措施；掌握事故处理进展和灾情变化并及时向抢救指挥部汇报，并合理组织和调动战斗力量，保证救护工作的完成。大队长不在时，副大队长履行大队长职责。

大队总工程师职责　参与事故处理方案的制定和救护队行动计划的制定；采取有效技术措施加快事故处理进程。必要时履行大队长职责。总工程师不在时，大队副总工程师履行总工程师职责。

支队长职责　负责制定本省（区）煤矿救护工作规划；指挥调动本省（区）跨区域的救护队参加大型事故处理；落实矿山救护总队下达的工作任务，组织开展本省（区）的矿山救护业务活动。支队长不在时，副支队长履行支队长职责。

总队长职责　负责制定全国煤矿救护工作的方针、政策和法规及工作进展的长远规划；调动指挥跨省（区）的救护力量救灾；组织开展全国性矿山救护业务活动。总队长不在时，副总队长履行总队长职责。

处理事故的应急保证部门　建立地面基地、井下基地、通信工作、灾区监测、急救站等的应急保证工作措施。目的在于及时供应救灾器材、保持施救人员与指挥人员的联络畅通、保证救灾人员的安全、实施对灾情的实时监测和及时抢救伤员等。

事故处理工作的领导和指挥　内容包括：成立抢救指挥部；制定救灾方案并组织实施；各救护队联合作战时的指挥工作；救护队行动计划的审定和抢救的安全技术措施。

侦察工作　内容为救护队在侦察时必须做到的各项工作规定。

救护队在进行安全技术工作时的行动原则　内容为参加排放瓦斯、启封火区、煤和瓦斯突出煤层的震动性放炮及其它需要配用氧气呼吸器进行作业的技术工作时，必须遵守的规定。

救护队在灾区行动应遵守的一般原则　内容为救护队进入窒息区所配用的氧气呼吸器及备品的具体要求，行进中的顺序和抢救人员时必须遵循的原则。

处理各种灾害事故时救护队的行动原则　包括：处理火灾事故时救护队的行动原则；高温下进行救护工作的各项规定；处理瓦斯、煤尘爆炸事故时救护队的行动原则；处理煤和瓦斯突出事故时救护队的行动原则；处理冒顶事故时救护队的行动原则；处理水灾事故时救护队的行动原则；处理淤泥、粘土和流砂溃决时救护队的行动原则。

处理事故时的技术装备　内容为大队、中队、小队和指战员个人最低限度技术装备的名称、数量及其要求。

参考书目

煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

煤炭工业部制定，《军事化矿山救护队战斗行动准则》，煤炭工业出版社，1987。

（丁世孝）

jiuhuyong qiche

救护用汽车　(automobile for mine rescue work)　为矿山救护队配备的抢险救灾和工作用的车辆。有矿山救护车、指挥车、气体化验车、装备车、叉车和油罐车6种。中国《煤矿救护规程》对救护用车的单位、品种和数量作了规定。

矿山救护车　运送矿山救护指战员到事故矿井的汽车。车型为中、小型客车，配有装呼吸器和工具的装备箱、通讯装置、警铃和警灯。每个救护中队按所属小队数目装备，每小队1辆。目前中国最新型的是PK5061XJH型矿山救护车。

对矿山救护车的性能基本要求是：

（1）能乘坐一个救护小队指战员；

（2）能在各种路面的道路上行驶，行车平稳，重心较低；

（3）马力大，爬坡性能好；

（4）车速快，最大车速在90km/h以上；

（5）耗油少；

（6）转弯半径小；

（7）采光好，车内光线充足；

(8) 车内通风好。有暖风、冷风空调，人在车内感觉舒适；

(9) 驾驶操作方便，机动灵活，刹车可靠。

指挥车 供大队指挥员和矿务局、省局及煤炭工业部指挥抢险救灾人员乘坐的汽车。车上有电台等通讯工具，以便及时指挥抢险救灾及向上级请示汇报。每个区域矿山救护大队最少配备轻便、高速的指挥车2～3辆。每个救护中队配备1辆以上。

气体化验车 又称矿山工程救险化验车。车内配有常量和微量气体分析仪、数据处理和打印机等，构成一个流动化验室。它能及时测定矿井气体成分，为正确决策作依据；判断灾区是否存在瓦斯爆炸危险；对封闭火区的气体成分进行分析，为火区管理和启封提供决策依据。气体化验车重点服务对象是无气体分析室的矿井。每个区域矿山救护大队至少配备1辆。

装备车 装运惰气发生装置和高倍数泡沫灭火器等大型设备到事故矿井进行救灾工作的车辆。可选用常规载重4～5t的卡车。每个区域矿山救护大队至少装备2辆。

叉车 和装备车配套，用来装卸大型设备及器材。

油罐车 所装油料主要供燃油惰气发生器发生惰气使用。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

（施申忠　曲会永）

jiuzai qijian fengliu kongzhi

救灾期间风流控制 (ventilation control during emergency period) 矿井发生灾害事故后，为抑制事故的发展，给灾区人员撤退和救护队员进入灾区提供一条安全的避灾路线和救护通道，减少事故损失而对灾区及其波及地区的风流进行调节所采取的救灾措施。井下发生爆炸、瓦斯突出和火灾事故时，爆炸的冲击波，突出的高浓度瓦斯和火灾的燃烧烟流都会破坏原有的通风设施，造成通风系统紊乱，使灾区的有毒有害气体侵入到其它工作区域，危及其它区域工作人员的人身安全，因而必须根据灾情和通风网络采取一定的风流控制方式来抑制灾情的发展。中国《煤矿救护规程》对救灾时期风流控制方式、使用条件及使用时注意事项等作了具体规定。

为了有效地实施救灾时期的风流控制，国内外学者作了大量研究。早在20世纪50年代，波兰学者W. 布特雷克(W. Budryk)教授就提出了火风压理论和过量烟气学说，对矿井火灾时期发生风流紊乱现象作了理论分析，建立了火灾时期风流流动方向的判别式，形成了处理火灾时防止风流紊乱的原则；随着60年代的专家系统新兴学科的发展，20世纪80年代开始，美国R. E. 格罗尔(R. E. Greuer)教授提出了矿山火灾烟流的流动特点和救灾的专家系统；日本九州煤矿技术研究中心在大量的火灾巷道燃烧试验基础上，提出了火灾时期风流流动的特性及其控制技术。20世纪90年代开始，中国的救灾时期的风流控制技术开始由凭经验判断向科学化决策转化，中国矿业大学和煤炭科学研究总院抚顺分院等单位分别对火灾的燃烧特征、风流流动特性和救灾决策专家系统作了研究，编制了救灾决策软件，提出了处理火灾事故和控制风流最佳方案的推理机制。

风流控制方式 有反风、短路通风、锁风、隔绝风流增加风量、减少风量等几种。

反风 在矿井或采区进风风流处发生火灾事故时，为了抑制有毒有害气体侵袭采区或其它工作地点，利用预设的通风设施，人为地改变灾区有害气体流动方向所采取的一种控制风流的救灾措施。有全矿性反风和局部反风等不同方式（见矿井反风技术规定）。

短路通风 当与回风道有直接相通的联络巷的区域发生事故时，为防止烟流向采区或其他工作区域蔓延而采取的打开风门或密闭墙使灾区的有害气体和烟流直接短路引入回风流中的救灾措施。对中央并列式通风系统，当进风井口、进风井筒和井底车场发生火灾时，可以直接打开进、回风井间或总进风道和总回风道间的联络巷中所设的风门或密闭墙，进行短路通风；采区内发生爆炸、火灾、煤与瓦斯突出时，可打开采区进回风道之间的风门或密闭墙，使有害气体短路进入回风排出。采取短路通风时，应加强瓦斯检查，防止引起瓦斯爆炸。

锁风 对于已经封闭的灾区，当救护队员要进入进行侦察或处理事故时，为了防止启开密闭风流再次流入灾区时而诱发事故的扩大，在救护队员进入灾区时对风流进行封锁的救灾措施。其方法是：在原建密闭墙外5～10m处的巷道内建一道留有门孔的临时密闭墙，救护队员进入临时密闭墙内后关闭门孔，然后再打开原建密闭墙进入灾区；救护队员撤离灾区时，先退出到原建的密闭墙外，然后封闭好原建的密闭墙，再打开临时密闭墙退出灾区。锁风的目的，是保证救护队员在进入灾区进行侦察和处理事故过程中，灾区内的风流是处于封闭和稳定的状态，不受外界风流的干扰。

隔绝风流 对于已无法控制或消除灾情的爆炸和火灾灾区，在查明灾区内确无生存的人员时，采取的在

其进风和回风道中建筑密闭封闭灾区的救灾措施。隔绝风流后，即中止了向灾区的供氧，可避免灾情的扩大。

风流控制方式的选择原则是：

(1)不造成瓦斯积聚和煤尘飞扬，以避免再次发生爆炸事故；

(2) 不致危及井下人员的安全；

(3) 不使超限的瓦斯通过火源或不使火焰蔓延到瓦斯积聚的地方；

(4)有助于阻止灾情的扩大，并给救护队员创造接近灾区的条件。

参考书目

邵志乾编著，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

戚颖敏编，《矿井火灾灾变通风理论及其应用》，煤炭工业出版社，1978。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

（姚尔义）

jiuzai tongxin zhuangbei

救灾通信装备 (rescue communication equipment) 矿山救护队在抢险救灾时，抢救指挥部(地面基地)、井下基地指挥员和灾区救护小队之间，以及基地之间，队员之间，进行灾情通报、实施救灾指挥和互相联络而使用的有线、无线通信器材。其可使指挥员及时了解灾情变化，并按实际情况制订正确的事故处理方案、调运救灾器材物资、调动人员和下达作战命令，使作战小队迅速有效地消除事故。

各国矿山救护队配备的救灾通信装备大同小异，井下部分均用临时敷放通信导线兼作探险绳，传输方式采用双线有线电话或单线感应电话；但至今尚未解决灾区小队同地面抢救指挥部直接联系的问题。自20世纪70年代国际上呼吸面具发展用全面罩代替口具鼻夹以来，大部分通信装备不再用喉头发话器和信号打点机。中国《煤矿救护规程》对各级矿山救护队配备的通信装备品种及其数量作了规定。中国矿山救护队目前采用的救灾通信装备有DDK－5B型感应式灾区电话、PXS－1型声能救灾电话和FKJT－75型救灾通信装备。

ZDK－5B型感应式灾区电话 利用喉头送话器发送信号的灾区电话。由基地主机、灾区副机、信号机、感应线和携带式缠线轮等组成，如图1所示。感应线同时用作救护队的探险绳，它是抗拉性很强的单根多股绝缘导线，进入灾区时临时敷放在巷道内。基地主机的输出插孔同感应线相连接，机上设供指挥员讲话的话筒和将灾区输来的信号放大供基地多人收听的扩音器。灾区副机和信号机供灾区救护队使用，副机内设磁棒感应天线，能对感应线产生电磁感应作用，由此来接收主机发送的信号及通过喉头发话器向主机发送信号，也可发送打点信号。主机和副机均接地，经大地和感应线形成一个回路。用镍镉电池为电源，防爆型式属本质安全型。由于岩石、大地参与和构成电信号传送回路，而岩石、大地的电导率和磁导率不是常数，因而传输稳定性差；另外，喉头发话器语音清晰度也不理想。

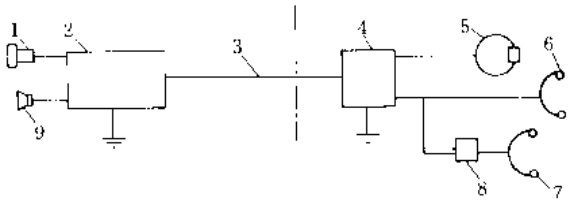


图1 ZDK－5B型灾区电话通信线路示意图

1—话筒；2 基地主机；3—感应线；4—灾区副机；5 喉头发话器；6、7—收听耳机；8 信号机；9—扩音器

技术性能 见表1。

表1 ZDK－5B型灾区电话技术性能表

指标		单位	数值
工作频率		kHz	200±0.2
通信方式			同频单工
调制方式			调频
发送功率		mW	主机≥400；副机≥200
电报信号频率		Hz	1000
接收灵敏度		mV	≤30
主机音频输出功率		mW	≥100
电源(镍镉电池组)	主机 GNB－0.45，1.25V	节	7
	副机 GNB－0.25，1.25V	节	7
	信号机 GNB－0.25，1.25V	节	2
传输距离		km	2

PXS－1型声能救灾电话 采用高强磁体作为发声元件，实现井下基地指挥员和灾区队员间双线有线电话联络的通信装置。由基地手握电话机、扩音器及灾

区面罩收发话机或手握电话机、通信导线（兼作探险绳）组成，如图2所示。手握电话机内装有声频发电机，用手轻拨时可发出呼叫信号。除扩音器部分外，PXS-1型声能救灾电话不需要电源。

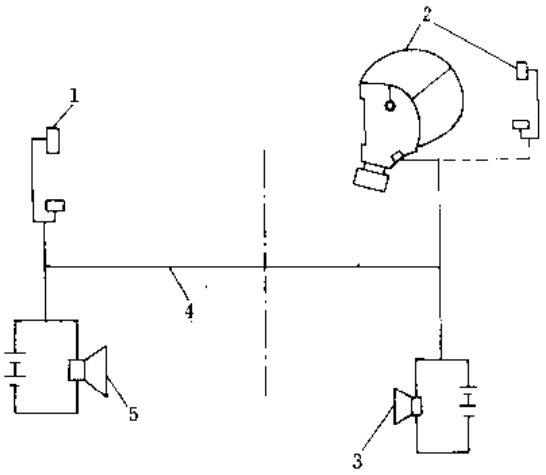


图2 PXS-1型声能救灾电话通信线示意图
1 基地手握电话机；2—灾区面罩受发话机（或手握电话机）；3、5—扩音器；4- 通信导线

技术性能 见表2。

表2 PXS-1型声能救灾电话技术性能表

指 标	单位	数 值
有效通话距离	km	2~4
工作频率	Hz	300~3400
声频发电机信号	kHz；V；mA	0.6~1.5；1.5；20
扩音工作电源(层叠电池)	V	9
扩音器输出功率	mW	100
防爆型式		矿用本质安全型

FKJT-75型救灾通信装备 配合全面罩使用实现井下基地、灾区队员和地面抢救指挥部三者之间双向电话联络的通信装置。井下基地和地面抢救指挥部之间以井下现有电话线联结，井下基地和灾区小队之间由救护队员临时敷放的通信线（兼作探险绳）联结。井下基地可同时与3个灾区进行通信联络。由基地主机、通信导线、携带型装卸缠线轮（不下井）、装卸式放线包、便携式灾区副机、袖珍式无线电发射机及队员用面罩话筒和喊话器组成，如图3所示。采用有线扩音

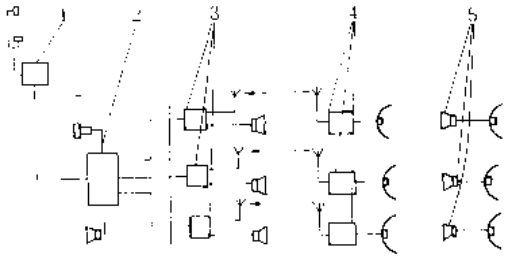


图3 FKJT-75型救护通信装备通信线路示意图
1—地面电话机；2—基地主机（含话筒、扩音器）；3—灾区副机（含接收天线、扩音器）；4 发射机；5—喊话器

和无线收发相结合的通信方式，按双工通信制式工作。

基地配备的主机用联网汇接技术实现三路灾区通信和一路地面通信的汇接。话筒发话，扩音器放音供多人收听。输出端接以军用野战轻型被复线做的通信线，如果中断，主机会发出声光报警指示。缠线轮和放线包配合使用，放线包按下井时的实际需要携带。袖珍式无线电发射机由灾区小队长佩用，在巷道中传送距离不小于20m。灾区副机由敷放通信线队员携带到灾区固定安放好并调谐接收无线电信号后，转换为话音信号经通信线传送到基地主机，并汇接到地面指挥部。地面指挥部或井下基地主机的话音传送到灾区副机放大后由扩音器输出，供灾区小队多人收听。灾区队员间通过配备的喊话器（小型扩音器）实现联络。

技术性能 见表3。

表3 FKJT-75型救护通信装备技术性能表

指 标		单 位	数 值
电源	主机和副机	节(2号电池)	5
	发射机	节(5号电池)	3
	喊话器	节(5号电池)	2
通信距离	井下基地至灾区	km	2
	井下基地至地面	km	10
	发射机至副机	m	20
系统工作频段	主机-副机载频	kHz	100
	发射机 射频	MHz	97.9
	副机-主机音频	kHz	0.3~3.4
喊话器输出功率		mW	≥150

续表

指　　标	单　位	数　值
发射机输出功率	mW	5～15
连续工作时间	h	4
防爆型式		矿用本质安全型

参考书目

任建鹏，《矿区通信》，人民邮电出版社，1989。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

（肖公亮　施申忠）

jubu tongfeng

局部通风　(local ventilation)　利用局部通风机或主要通风机产生的风压或其它动力装置所产生的能量，对局部地点进行通风的方法。局部通风的主要任务是供给局部地点新鲜风流，排除矿尘和有害气体，为局部作业地点创造安全的作业环境和良好的气象条件。局部通风地点有掘进巷道、硐室、瓦斯积聚区（见瓦斯局部聚积）等。

局部通风的方法有自然通风、全风压通风、引射器通风、钻孔通风和局部通风机通风几种。

自然通风　常用于竖井开凿初期（在安设锁口盘之前）。由于自然通风所引导的风量较小且随季节的变化而变化，不稳定、不安全，中国《煤矿安全规程》严格限制了其应用范围（见自然通风）。

全风压通风　利用矿井主要通风机产生的风压对局部地点进行通风的方法。通常借助于纵向风障或风筒等设施实现（见全风压通风）。全风压局部通风法安全可靠、风流稳定。一般用于需风量不大、距离短的掘进巷道或硐室的通风。

引射器通风　利用通风引射器对局部作业地点进行通风的方法。引射器有风力引射器和水力引射器2种。这种方法安全、设备简单，有利用于除尘和降温，但产生的风压低、送风量少、效率低。

钻孔通风　利用大直径钻孔提前构成通风系统借助于全风压对局部作业地点进行通风的方法，是全风压通风的一种形式。在煤层内掘进上山或反眼时，可在上山、反眼掘进之前打大直径钻孔沟通进、回风巷，然后沿钻孔掘进上山或反眼。当掘进巷道很长又离地表较近时，可从地面打钻并在钻孔上安装通风机，对掘进工作面进行通风。中国辽源、北票等矿区，在煤层内掘进上山时，曾用大直径（300～400mm）钻孔先与回风道沟通进行通风，效果甚好。

局部通风机通风　利用局部通风机和导风筒对局部地点进行通风的方法。这种方法在掘进工作面应用最为普遍，并获得了良好的通风效果。局部通风机通风的方式可分为压入式、抽出式和压抽混合式3种（见掘进通风方式）。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

（范明训）

jubu wasi jiju

局部瓦斯积聚　(local gas accumulation)　在矿井巷道和采掘工作面内的任一体积大于0.5m³的局部地点，瓦斯浓度大于2%的现象。可造成瓦斯爆炸和燃烧事故，同时可造成人员窒息伤亡事故。及时处理局部积聚的瓦斯是矿井日常瓦斯管理的重要内容，是保证矿井安全生产的关键工作。易于积聚瓦斯的地点有停风盲巷、煤层巷道顶板冒落空洞、采煤工作面上隅角、采煤机附近、低风速的通风巷道顶板和防火墙附近。处理局部瓦斯积聚的基本方法是加大风量或提高风速将积聚瓦斯冲淡并排出、封闭隔绝积聚瓦斯和抽排积聚瓦斯。

临时停风盲巷积聚瓦斯的排放　煤巷掘进工作面（盲巷）因故临时停风后，将会积聚大量的高浓度瓦斯。恢复通风时，必须先排放瓦斯；排放瓦斯时要制定安全措施，控制送入盲巷的风量和排出的瓦斯量。中国《煤矿安全规程》对此作了严格规定。排放方法有：风筒接头断开调风排放法、三通风筒调风排放法、稀释筒调风排放法、增阻调风排放法和断续启动风机排放法5种。

中国研制了多功能自控瓦斯排放装置，用于煤层掘进巷道中对积聚瓦斯进行无超限自控排放，并能兼作瓦斯断电仪或风电瓦斯闭锁装置。它由电气控制箱、风量调节器及高低浓度甲烷检测仪3部分组成，采用智能化单片微机进行自动控制瓦斯排放过程。当该装置在进行自动排放瓦斯时，能自动闭锁巷道回风系统中的用电设备电源，同时闭锁局部通风机电源，使之不能人工启动。风量调节器由最小控制量开始排放，根据装设在全风压风流混合处的瓦斯检测仪的瓦斯值自动控制排风量，使排放出的瓦斯不超过规定值。当工作面

瓦斯浓度及混合处瓦斯浓度均达到安全值后，风量调节器工作至最大排风量，系统解除各种闭锁，局部通风机继续运行，自控排放瓦斯过程结束。

风筒接头断开调风排放法　在盲巷口外全风压供风的新鲜风流中把风筒接头断开，通过改变风筒接头对合程度调节送入盲巷的风量来控制排出的瓦斯量的方法。操作时，在启动局部通风机前，断开风筒，向盲巷送入少许风量，使大部分风量从风筒接头断开处漏入主风流巷道中，尔后，根据排出瓦斯浓度的变化情况，逐渐对合风筒接头，逐渐加大送入盲巷的风量，直至全部对合。操作过程中调风人员要与在主风流中的检查瓦斯人员密切配合，以确保瓦斯浓度不超过规定。盲巷口瓦斯浓度不超限、能保持较长时间的稳定时，瓦斯即排完。

三通风筒调风排放法　在局部通风机出口与风筒之间接一节三通风筒，打开三通风筒的分支，并捆住向掘进巷道送风的风筒，然后启动局部通风机，让大部分风量漏入巷道，少量送入盲巷。在排瓦斯过程中，根据盲巷口瓦斯浓度的变化逐渐捆住三通的分支，并同时松开风筒，直至全部松开。

稀释筒调风排放法　稀释筒是个方形或圆形的金属筒，上面有导流板（或称门），可以开启和关闭，以调节送入盲巷的风量。稀释筒安装在盲巷中，距出口5～10m处的风筒上，导流板的开启与关闭有人工操作和自动控制2种方法。送入盲巷的风量根据排出盲巷口风流中的瓦斯浓度而定（图1）。

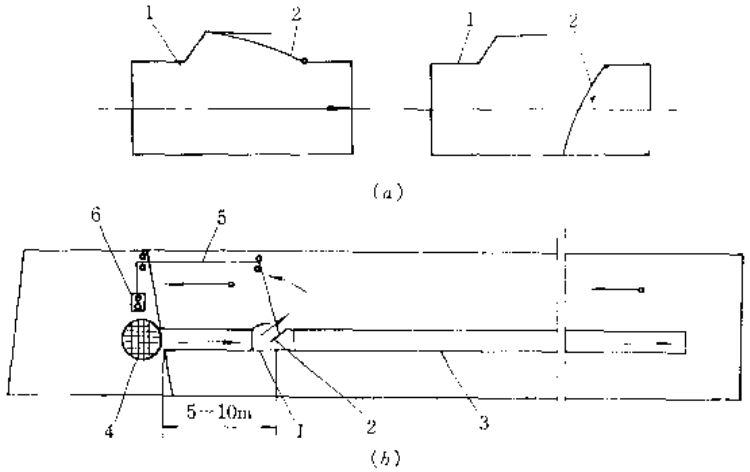


图1　稀释筒及其联接示意图

a—稀释筒结构；*b*—稀释筒联接系统

1—稀释筒；2—导流板；3—风筒；4—局部通风机；5—操纵杆；6—导流板开闭控制盘

增阻调风排放法　用于局部积聚的瓦斯量虽不大，但仍需限制排出的瓦斯量的情况下。是通过捆扎风筒缩小通风断面或用木板遮挡局部通风机吸风口部分断面实现的。随着盲巷口混合处瓦斯浓度的降低逐渐增大通风断面，直至全风量正常通风。

断续启动风机排放法　通过间歇开停风机（盲巷口瓦斯浓度超限时停风机，低于限界时启动风机）排放积聚瓦斯的方法。该法比较简单，可在积聚瓦斯不多的场合选用。

密闭巷道积聚瓦斯的排放　长期停工、局部通风机与风筒已拆除，并在巷道口构筑了密闭的掘进巷道，在恢复掘进前，应先安设通风设备排放巷道中积聚的瓦斯。排放瓦斯时，先在密闭墙上打2个孔洞，然后开启通风机，边用风筒向密闭上的一个孔洞吹风，边检查瓦斯，在瓦斯不超限的情况下扩大孔洞，直至全部启开密闭；启封后，应再逐节延长风筒分段排瓦斯，直至全巷道瓦斯排完、风筒接到工作面转入正常通风为止。

冒落孔洞积聚瓦斯的处理　顶板冒落孔洞处由于风速较低甚至无风流通过，极易积聚瓦斯。处理的方法有风流驱散和充填孔洞2类。

风流驱散法　常用的方法有导风板引风法、风筒接岔送风法、压风驱散法和水力引射器通风驱散法4种。

导风板（风障）引风法　将巷道全风压风流用导风板或风障引向冒落孔洞处的方法。适用于巷道风速较大和冒顶不太高的地方。

风筒接岔送风法　利用在有局部通风机通风的风筒上接出的分岔风筒或胶皮管将风送到冒落孔洞处的方法。俗称风袖。

压风驱散法　在有压风管路的巷道中，利用从压风管路上接出的支管将压风送至冒落洞处吹出局部积聚的瓦斯的方法。

水力引射器送风驱散法　利用水力引射器直接将风流送至冒落孔洞处的方法。适用于巷道风速较低的场合，特别是冒落孔洞较高、范围大的地点。

充填孔洞法　通过消除积聚瓦斯的空间而排出积聚瓦斯的方法。适用于冒高和冒落范围不大的情况。中国广泛采用在巷道的棚梁上面铺设木板或荆笆，再在其上填满黄土的方法充填孔洞。原苏联充填冒高的材料为苯酚和尿素树脂泡沫塑料；德国用尿素

泡沫；比利时用袋装多孔矿渣；美国、英国、澳大利亚用膨胀硅石、水泥和增塑剂的混合体。充填工艺有喷涂和预制块垒砌等。

采煤工作面上隅角积聚瓦斯的处理 进行瓦斯抽放或选用不出现上隅角瓦斯积聚的采煤工作面通风方式是解决采煤工作面上隅角瓦斯积聚的根本措施（见采煤工作面通风方式）。一旦出现上隅角瓦斯积聚，常用的处理方法有风障排放、尾巷排放、负压风筒（引射器）排放等。

风障排放法 在工作面上隅角处安设风障，把工作面的风流引导至采空区一侧进入回风道排放积聚的瓦斯的方法。适用于瓦斯涌出量不大（$<2\sim3m^3/min$）和瓦斯浓度稍有超限的场合。其操作简单，但需随工作面推进而经常移动。风障多用帆布，也可用其他材料。

尾巷排放法 在工作面回风道与回风副巷（俗称尾巷）之间的联络横贯的密闭上开个窗口，使工作面的部分风流经上隅角再通过该窗口进入尾巷将上隅角的瓦斯稀释带走的方法。适用于瓦斯涌出量大、且超限严重的场合。应用时要严格控制尾巷中瓦斯浓度和引火源；否则易发生瓦斯爆炸事故。

负压风筒（引射器）排放法 随工作面推进，每隔3～5m在上隅角设风障（或隔墙）并插入刚性风筒，将其接至回风道外，依靠风筒两端的压差将高浓度的瓦斯引排出去的方法。可应用在能够调节排放风筒两端（进出口）压差的场合。如风筒两端压差太小、排放瓦斯效果差时，可在风筒内设置引射器（压风或高压水），以提高排放瓦斯效果。

采煤机附近积聚瓦斯的处理 采煤机附近容易积聚瓦斯的地点是截盘附近和机壳与煤壁之间。当增大工作面的风速仍不能消除其附近积聚的瓦斯时，应采用小型通风机或风、水引射器来增大采煤机附近的风速的方法来消除其附近积聚的瓦斯。

中国研制的水力引射器装在采煤机上与机体呈20°～25°偏角、水压为0.6～2MPa时，耗水量26～36l./min，引射风量20～$36m^3$/min，引射风流可有效将割煤时涌出的瓦斯驱散。

巷道顶板层状积聚瓦斯的处理 巷道风速低，帮壁又不断涌出瓦斯的情况下，空气与瓦斯不能紊流混合，在顶板附近会形成比较稳定的带状瓦斯层。瓦斯层的厚度从几厘米到几十厘米、长度从几米到几十米，瓦斯层的瓦斯浓度由下向上逐渐增高（从2%到10%以上）。防止瓦斯层的形成与处理措施为：①加大巷道内的风速，使瓦斯与空气充分的混合。一般认为，巷道平均风速应大于0.5～1.0m/s；②加大顶板附近的风速，可在支架顶梁下面加导风板或从压风管路上接一些短分支管到顶板附近，将积聚瓦斯吹散；③当顶板裂隙发育且有较多瓦斯涌出时，可将顶板背严填实，封闭瓦斯源。俄罗斯研制了用于排除层状积聚瓦斯的脉冲式通风装置。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

А. А. МЯСНИКОВ, С. П. СТАРКОВ, В. И. ЧИКУНОВ, «ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ВЗРЫВОВ ГАЗА И ПЫЛИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ», МОСКВА "НЕДРА", 1985.

（吴继周）

juejin anquan jishu zhuangbei xiliehua

掘进安全技术装备系列化 （seriation of safety equipment of driving） 为控制掘进工作面瓦斯、煤尘爆炸，火灾与尘肺病的发生所制定的配置系列安全技术装备的综合措施。掘进安全技术装备系列化是中国煤矿在治理瓦斯煤尘和火灾等灾害的生产实践中不断探索、发展配套成熟的。1983年11月中国平顶山矿务局颁发了《巷道掘进安全技术装备系列化暂行标准》，1984年中国煤炭工业部决定在平顶山矿务局五矿、开滦矿务局唐山矿、丰城矿务局坪湖矿等6个矿进行了试点，1985年9月煤炭工业部向全国煤矿推广这项技术，1986年在总结经验的基础上，煤炭工业部下放了《关于实施掘进安全技术装备系列化的通知》，并颁布了《掘进安全技术装备系列化的标准》。实践表明，采用掘进安全技术装备系列化的掘进工作面防灾抗灾能力得到了提高，瓦斯、煤尘爆炸事故基本得到了控制；作业环境得到了改善，降低了尘肺病发病率；加快了掘进速度，提高了劳动生产率。

掘进安全技术装备系列化的主要内容包括：加强通风管理，确保局部通风机稳定可靠地运转；严格瓦斯管理制度，加强瓦斯检查和监测；实行综合防尘，减少煤尘飞扬和堆积；搞好防火防爆，杜绝井下火源；采取积极措施，实现安全爆破；搞好隔爆和自救，尽量减少灾害损失；推广使用屏蔽电缆、阻燃风筒、局部通风机消音等技术措施。

随着科学技术的发展，在不断完善现行的标准基础上，技术标准和要求将不断得到提高，国内外的新技术、新材料、新装备将充实到这项技术措施中。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《掘进安全技术装备系列化标准》，煤炭工业出版社，1986。

（吴中立 方裕璋）

juejin tongfeng

掘进通风 (auxiliary ventilation) 掘进井巷时借助主要通风机、局部通风机或引射器产生的风压，用纵向风墙、风障或导风筒等引导风流的设施，将新鲜风流导向掘进工作面的作业过程。

在矿井开拓和生产期间都要掘进大量巷道，必须保证足够的新鲜空气，以排除瓦斯等有毒有害气体、矿尘，创造良好的气候条件。掘进通风的好坏直接影响工人的安全与健康及矿井劳动生产率和经济效益。原苏联等国在掘进通风方面已进行了大量的实验和理论研究；中国煤矿在长距离独头巷道掘进通风技术管理方面已积累了丰富的经验，并对各种通风方式的有害气体排出过程、适用条件等理论方面作了实验研究，研制了多种系列的掘进通风设备，制定了一系列的掘进通风管理要求。

掘进工作面处于独头巷道端部，进回风在同一断面，受巷道断面限制，风阻大，利用局部通风设备供给的风量有限，设备维护保养条件差，特别是在高瓦斯涌出煤层中掘进长距离独头巷道时通风更为困难，通风可靠性差。中国煤矿历年来发生的瓦斯、煤尘爆炸事故大多数发生在煤巷掘进工作面。中国《煤矿安全规程》对掘进通风方法，方式等都作了明确的规定。

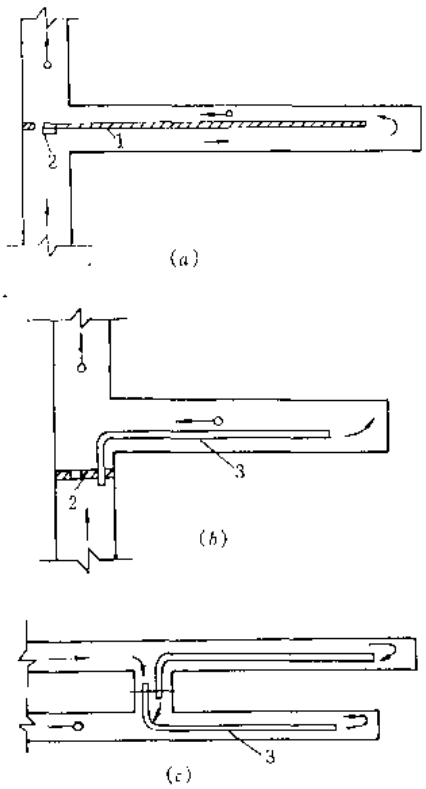


图 1 利用全风压的掘进通风

a—纵向风墙（或风障）导风；*b*—风筒导风；*c*—平行巷道通风

1 纵向风墙（或风障）；2 调节风窗；3 -风筒

掘进通风方法有利用全(总)风压和利用局部通风设备通风 2 种。利用局部通风设备进行通风的方法应用较为普遍。

全风压通风 以主要通风机作用于某分支的风压为动力，用纵向风墙、风障或风筒导风的通风方法（图 1）。这种方法工作安全可靠，管理方便，但设置导风设施工作量大，系统中可利用的风压有时难以保证所需风量，一般用于需风量不大的短掘进巷道。

局部通风设备通风 借助于局部通风设备实现井巷掘进通风的方法。局部通风设备由动力设备和导风设施组成。局部通风动力设备有局部通风机和通风引射器 2 类。局部通风机的动力有电力、高压水、压缩空气 3 种，以电力应用最为广泛。电动局部通风机型号多，合理选配导风筒，可满足不同条件的供风量要求。中国煤矿长期广泛使用的电动局部通风机是防爆型的 JBT 系列，由于其效率很低，将逐步被淘汰。新型的电动局部通风机有 BKJ66 系列、YBTa 系列、BKY65 系列、JBTG1 系列和 YBT52 系列等，它们大多数是按子午加速轴流式设计的，效率高达 85%左右。高效、低噪音、对旋式局部通风机也已得到推广应用。引射器通风工作安全可靠，但供风距离和供风量有限（见通风引射器）。局部通风设备通风的导风设施主要是导风筒，有柔性风筒和刚性风筒 2 种（见导风筒）。

对于不同污染源，局部通风设备布置的方式不同，其通风效果也不同（见掘进通风方式）。

局部通风设备的型号规格根据需风量和选择的导风筒直径、长度计算选用，局部通风机的工作风压应稍大于风筒的通风阻力，供风量应按稀释和排除有害气体、粉尘、气象条件或风速等要求计算。

随着矿井开采深度的增加，煤层瓦斯含量及地温不断增大，掘进距离的加长，机械化的快速掘进，面临瓦斯涌出量增大、高温、高粉尘的作业环境。需要进一步研制高风压、大风量、低噪声、高效率的局部通风机和坚固耐用、低风阻、少漏风、快速连接的轻质风筒；此外，针对不同形式的污染源，研究通风设备合理的布置方式，也是提高通风效果的一个途径。

参考书目

吴中立著，《独头巷道爆破后通风》，冶金工业出版社，1959。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（吴中立）

juejin tongfeng fangshi

掘进通风方式 (system of auxiliary ventilation) 用局部通风设备通风时设备的布置方式。分压入式、抽出式与压抽混合式3种，如图1所示。中国《煤矿安全规程》对各种巷道掘进通风方式作了具体规定，对煤巷，半煤岩巷掘进通风方式的选择规定尤为严格。掘进巷道中瓦斯涌出量，掘进距离，巷道断面积是选择掘进通风方式的主要依据。掘进通风方式直接影响着巷道掘进速度、工人的健康和矿井的安全，其选择原则是，要保证有效通风，要新风有来源、污风有出路、新风有余量，防止污风循环。

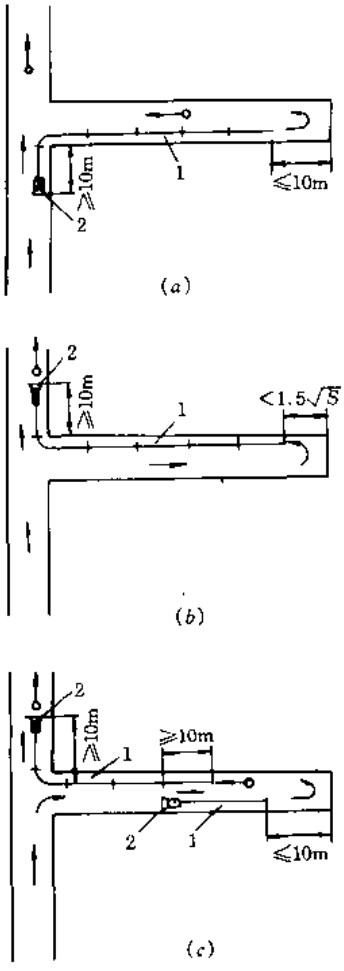


图1 掘进通风的3种方式
(图中英文S为巷道断面积，m^2)
a—压入式；b—抽出式；c—混合式
1—风筒；2—局部通风机

压入式通风 又称"正压通风"。用局部通风设备(见掘进通风)向掘进工作面输送空气的通风方式。压入式通风方式的局部通风设备和启动装置安设在离掘进巷道口10m以外的进风侧(新鲜风流中)，局部通风设备将新鲜风流经导风筒压送到掘进工作面，污风沿巷道排出。这种通风方式在使用局部通风机时，由于污风不通过局部通风机，安全性好，风流有效射程远、工作面通风效果好，可使用普通柔性风筒；但由于其污风要经巷道排出，作业环境不良，且需风量较大。这种通风方式适用于有瓦斯涌出的巷道，是中国煤矿普遍采用的一种方式。

抽出式通风 又称"负压通风"。通过局部通风设备(见掘进通风)从掘进工作面抽出污浊空气的通风方式。抽出式通风的局部通风设备安设在离掘进巷道口10m以外的回风侧(污风风流中)，新鲜空气沿巷道进入工作面，污浊空气经导风筒由局部通风设备排出。这种通风方式的污浊空气经导风筒排出，巷道作业环境好。这种通风方式当通风设备选用局部通风机时，由于污浊空气要通过局部通风机，安全性较差，其只能用于无瓦斯涌出的掘进巷道；只有在局部通风设备为高压水或压气引射器时，才可用于有瓦斯涌出的掘进巷道。抽出式通风不能使用普通的柔性风筒，只能使用刚性风筒或带金属骨架的可伸缩柔性风筒。

混合式通风 装备的2套局部通风设备一套作压入式通风、另一套作抽出式通风的联合通风方式。混合式通风的新鲜空气经压入式工作的通风设备送入掘进工作面，污浊空气由抽出式工作的通风设备排出。采用这种通风方式的巷道作业环境好，通风效果好；但使用设备多，管理较复杂，这种通风方式适用于长距离、大断面的掘进巷道。机械化掘进工作面一般多采用混合式通风方式。混合式通风方式因瓦斯涌出量、粉尘量、气温条件等条件不同而有长压短抽式、长抽短压式、长抽短抽式和长、短压短抽式等多种形式(图2)。

长压短抽式 以压入式通风为主，靠近工作面一段采用抽出式通风、抽出式风筒中配备除尘装置的通风方式，如图2a所示。它是一种经常采用的方式，压入风筒出口布置在机组司机附近，供给新鲜风流，抽出除尘系统吸入口紧靠工作面，以提高捕尘效率。这种通风方式风筒重叠段巷道中的风速在为排尘时大于0.15m/s、在为排瓦斯时大于0.5m/s。当压入风量大于抽出风量时，风筒重叠段巷道中的风流向外流动。为了提高除尘效率，可增大抽出风量，当抽出风量大于压入风量时，抽出系统出现循环风，风筒重叠段巷道中风流向内流动，但在有瓦斯涌出的巷道中，必须控制循环风量的比值，以防瓦斯超限。

长抽短压式 以抽出式通风为主，靠近工作面一段采用压入式通风方式。如图2b所示。常应用于无瓦

斯涌出的岩巷。新鲜风流由巷道流入，污浊风流由风筒排出，改善了工作环境，但抽出风筒需采用刚性风筒或带刚性骨架的柔性风筒。

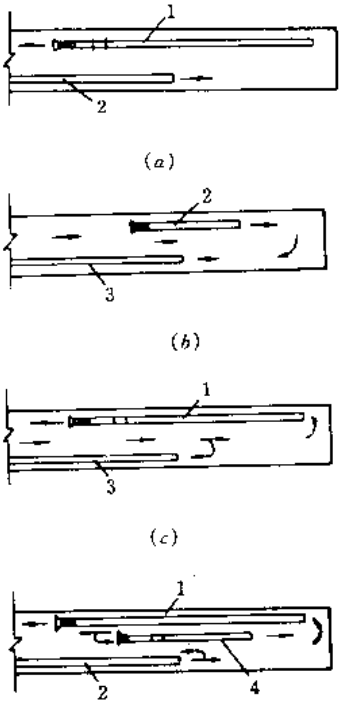


图 2 混合式通风布置方式

a 长压短抽式；*b*—长抽短压式；*c*—长抽短抽式；*d*—长、短压短抽式

1—除尘系统；2—压入风筒；3—抽出风筒；4—风冷系统

长抽短抽式 新鲜风流由巷道进入工作面，工作面污浊空气先被带除尘系统的短风筒吸入，净化排出后，再由设在巷道中的长抽出式风筒被风机抽出的通风方式，如图 2*c* 所示。对无瓦斯涌出的岩巷，除尘系统风量大于主抽系统，形成可控循环风流，除尘效率高，新鲜风流经巷道进入，工作环境好。

长、短压短抽式 以压入式通风为主，在靠工作面一段采用抽出式通风、抽出式风筒中配备除尘装置的基础上，再设一套向工作面输送冷风的短压系统的通风方式，如图 2*d* 所示。长压系统风量最大，短压、短抽系统的风量要适当控制，以确保巷道中瓦斯、粉尘浓度及气温不超限。这种通风方式适用于瓦斯大、气温高的机械化掘进工作面。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

煤炭科学研究院太原分院编，《国外掘进机》，煤炭工业出版社，1986。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992 年版），煤炭工业出版社，1992。

（吴中立）

junya fangmiehuo

均压防灭火 （pressure balance for air control） 降低采空区或已采区漏风通道两侧的风压差，减少漏风，以达到预防和消灭火灾的措施，可用于矿井一翼等大区域，也可用于局部地段；可以对封闭的已采区实施均压，也可对正在回采的采煤工作面采空区实施均压。实质是通过增压或降压调压，杜绝或减少漏风，破坏煤自燃和火灾持续的条件。具有不同的均压类型、均压方式和均压方法、均压手段。均压防灭火工艺简单、易行，需用人力、物力少，投资少，不污染环境、灾后恢复工程量少；但灭火时间长，全部过程要求经常性的严格管理。对于一些大面积采空区火灾，采用隔绝灭火法或灌浆法往往很难奏效，且不经济、费时，采用均压法灭火能取到良好效果。中国《煤矿安全规程》对均压防灭火技术的应用作了规定。

沿革 均压防灭火技术最早出现于 20 世纪 20 年代的英国采矿业，50 年代初由波兰学者 H. Bystroń 从理论上给予阐述，技术与手段继而得到发展；70 年代至 80 年代相继应用，并日臻成熟，广泛应用于煤矿安全领域。中国 20 世纪 50 年代末掌握这一技术，已较广泛地用于煤矿安全实践。由于包括集中检控系统等现代化的检测手段的发展，均压防灭火技术的应用操作更加简便容易，因而今后将得到更为广泛的应用。

应用前提

（1）掌握通风技术与手段，了解矿井通风状态；

（2）配备有矿井通风均压测量所必备的设备仪器、仪表与工具；

（3）进行过井巷的通风阻力测量，掌握通风阻力分布状态；

（4）绘有矿井通风系统图、网路图和风压分布图。

均压类型 按照均压对象不同分为区域均压和局部均压 2 种。

区域均压 对全矿井、或矿井的某一翼、或某一阶段水平实施的均压措施。

局部均压 对特定的地点、地段实施的均压措施。

均压手段 用于调整和改变风流压力分布的设施和设备。包括调压风墙、调压风门、调压风窗、调压风筒、调压风机和调压气室。

调压风墙 设在巷道中拟调压点处，以调整风压的挡风墙（障）。目的是隔断风流，同时改变和调整风压分布状态。只用于需调整风压分布状态、而对风量无要求的场合。调整或改变风流状态的特性如图1所示。由图可见，在调压风墙的进风侧（图1中 $A—D$ 段）空气压力升高，在调压风墙的回风侧（图1中 $D—B$ 段）空气压力降低。风墙调压幅度只能以增加或减小其气密性（厚度、材料特性和施工质量）来调整。调压风墙调压的灵活性较差、但它无论是在区域均压还是局部均压中皆可应用。

调压风门、调压风窗 设在巷道内某一拟调压点处用以调节风压的风门、风窗。目的是在改变和调整既定地区风压分布状态的同时，仍然保持一定的风量，并不妨碍行人和运输。它改变和调整风压分布的特性类似于调压风墙，但调压幅度较缓；通过调节风门的密实性、风窗的窗口大小来调整调节的幅度。适用于需要调整风压，又要维持相当风量的场合。在区域和局部均压中皆可应用。

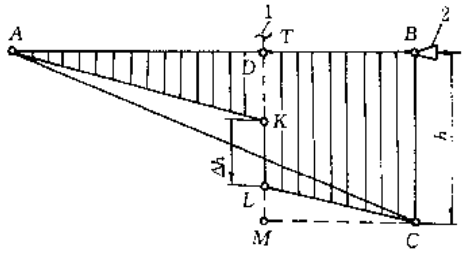


图1 调压风墙调压特性图

1—调压风墙；2—主要通风机

调压风筒 用于调整和改变风压分布状态的风筒。根据调压需要，可选金属、胶质或木质风筒。调压风筒的调压特性符合并联风路的降压规律，适用于远距离调压，可使调压点之间的距离拉大，并能收到降压的效果。

调压风路 设置在调压区段中用于调整或改变该区段的风压分布状态的风路分支。可用于增阻或减阻调压的场合。特点是在保持风流继续流动的同时，进行调压。增阻调压常使用缩小通风断面或增设风阻物来实现；减阻调压则通过扩大巷道断面或开辟并联风路来实现。调压幅度要求较大时，需要完成一定的工程量。与其它调压手段组合使用，可在很大程度上增强调压能力。经常使用的与其配套调压的手段是在风路内增设调压风墙、调压风门、调节风窗或调压风机等。

调压风机 用于调整或改变矿井或一翼、某一阶段水平，某一既定区段的风压分布状态的矿用各种类型的风机。包括主要通风机、辅助通风机和局部通风机。风机运行最重要的是保证长时间稳定运转和可调性。调压风机的调压特性，如图2所示，由图中见，可使 $A—D$ 段风压降低，D B 段风压升高。其能力可根

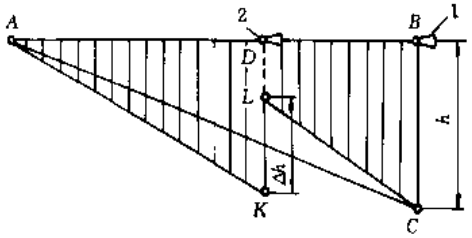


图2 调压风机调压特性图

1—矿井主要通风机；2—调压风机

据需要选定，它常与调压风墙、风门、风窗及调压气室组合使用。

调压气室 在调压区段相应的地点，在原有的防火墙（经过加强或改造）或新建防火墙墙体外侧一定的距离增建一道新的防火墙后所构成的气室。气室墙体（内、外墙）上配备有调压、测温、采集气样等设施。通过向2墙体间压入或从中排出相应量的气体来调节其间的气体压力与火区防火墙内侧的气体压力，使其达到平衡状态。调压气室的基本结构如图3所示。

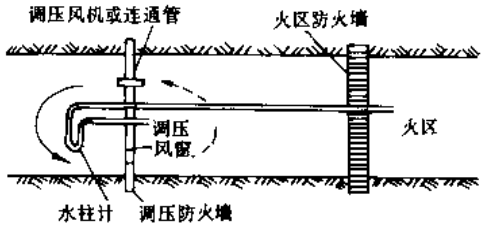


图3 调压气室基本结构图

调压气室分风机调压气室和连通管调压气室2种。风机调压气室是将风机安设在气室外墙上，用于引排气体；连通管调压气室是在气室外墙体上设置一定直径的管路，引入或排出相应量的气体。调压气室实施的特点是可将矿井总风压源的作用转移至气室。气室的大小可根据实施规模确定。

均压方式 根据所采用的调压手段不同，分为单一调压和综合调压2种方式。

单一调压方式 应用一种调压手段对调压对象实施调压的方式。常用于局部均压场合。

综合调压方式 使用多种调压手段对一个或几个

施治区的风压分布状态实施调整的方法。可以用于局部均压和区域均压。综合调压使用的手段有多种互配方式。常用的是调压风机与调压风墙、调压风门及调压风窗的互配。调压风机与调压风墙、调压风门、调压风窗互配时，风机设在入风侧时，可达到升压作用；风机设在回风侧时，可达到降压作用。调压特性如图 4 所示。

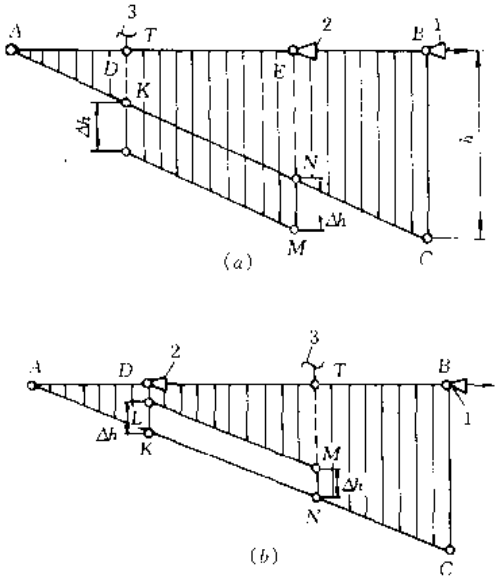


图 4　调压风机与风墙互配调压的特性

a　风机设在风墙回风侧；*b*—风机设在风墙进风侧

1—矿井主要通风机；2- 调压风机；3—调压风墙

均压方法　一种调压手段或多种调压手段组合实施的具体作法。

区域均压中可用调整矿井主要通风机的工况，改造矿井通风系统，调整调压风墙、调压风门、调压风窗的具体位置，建立调压气室等手段实现单一或综合调压。调整矿井主要通风机工况进行区域均压时，可采取改变风机转速、调整风机叶片角度、调整前导器叶片角度，风机联合运转以及改造风机辅助设施等方法实施。改造矿井通风系统进行区域均压的作法包括采用合理的巷道布置、优化通风设施位置以及简化多余巷道和清理风阻物等。矿井通风设施的调整，可与通风系统改造同时进行，但大多数情况下还是在系统已定的条件下另行实施。在实施均压措施前，应进行巷道通风阻力测定和通风系统改造优化计算。

局部均压最常用的方法有：并联风路法，调压风墙、调压风门、调压风窗法及调压气室法。

并联风路法　在均压区调压点的前方和后方将一条新设风路连入均压区，或应用已有的某条风路进行调压的方法。通常是打开与回采工作面并联的风路中的风门，减少工作面风量，降低工作面通风阻力，提高工作面空气压力，减少回采工作面采空区漏风带宽度及漏风量。高瓦斯区中因可能引起瓦斯超限应慎用。

调压风墙、调压风门(风窗)法　在并联风路的前、后方与其串联的巷道内，设置调压风墙、调压风门、调压风窗进行调压的方法。需行人、通车时，选用调压风门；需通风时，则选用调压风窗。既可用于封闭式采空区防灭火，也可用于回采工作面采空区的防灭火，发火严重的矿井中应用较普遍。

调压气室法　在进风侧气室的外墙上设置抽出式局部通风机，或者设置调压连通管并引至某回风巷内或将其出风口置于增设的隔风墙的回风侧；在回风侧气室的外墙上设置压入式通风机，或者设置连通管引至某进风巷道内或使其出口位于增设的隔风墙或半隔风墙的进风侧的调压方法。多用于封闭火区中，加速火灾的熄灭，中国东北和西北地区的煤矿中常有应用。

参考书目

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

秦书玉等编著，《煤矿井下内因火灾防治技术》，东北大学出版社，1993。

Z. Maciejasz F. Kruk，《Pożary podziemne w kopalniach，cześć 1》，Wydawnictwo Śląsk，Katowice，1977.

H. Bystroń，《Podstawy schematu potencialnego kopalnianej sieci wentylacyjnej》，Komunikat Nr 471 GIG，Wydawnictwo，Wydawnictwo Śląsk，Katowice，1969.

(成颖敏)

K

kaicaiceng wasi choufang

开采层瓦斯抽放 (gas drainage in mining seam) 在煤层开采之前或与采掘同时抽放开采煤层瓦斯的技术措施，又称本煤层瓦斯抽放。分开采层卸压抽放、未卸压抽放和强化抽放3种。抽放效果取决于煤层的透气性、瓦斯压力和抽放工艺参数。对于透气性大的煤层，能抽出较多的高浓度瓦斯；对于透气性小的煤层，未卸压抽放效果很差，必须在卸压条件下或人工增大透气性后才能抽出瓦斯。开采层瓦斯抽放，不仅是解决工作面瓦斯超限的有效措施，而且也是预防煤与瓦斯突出的区域性措施之一。中国《煤矿安全规程》对本煤层瓦斯抽放条件、管理制度和工程质量标准作出了规定。中国煤炭工业部颁布的《防治煤与瓦斯突出细则》中对预抽本煤层瓦斯措施的使用条件、抽放方式、防突效果的检验作出了详细规定。苏联、日本等国也把开采层瓦斯抽放列为防止煤与瓦斯突出的主要措施。

未卸压抽放 在煤层天然透气性条件下对开采煤层进行的瓦斯抽放，又称预抽。适用于透气性大的煤层。有巷道预抽和钻孔预抽2种方式。巷道预抽适用于采掘接替不紧张、有足够预抽时间的矿井；这种方式20世纪50年代中国抚顺矿区采用的较多，其他矿区也用过，但现已很少应用。钻孔预抽适用于各种地质条件，应用普遍；其抽出瓦斯量和抽放效果决定于抽放时间和孔间距等参数。

巷道预抽 在开采层中提前开掘采区巷道，封闭后抽放瓦斯的方法。由于巷道暴露煤体面积大，抽放效果好。但由于需提前掘进巷道并进行密闭，工程量大；启封后巷道维修量大；煤层瓦斯涌出量大时，掘进困难；抽放的瓦斯浓度低，且易引起煤炭自燃，故目前已较少应用，有的矿只作为解决瓦斯问题的临时应急措施。

钻孔预抽 因施工简单、成本低廉，在国内外得到普遍应用，抽放钻孔按空间位置分，分为地面钻孔与井下钻孔；按钻孔与煤层的关系分，分为穿层钻孔和顺层钻孔；按钻孔角度分，分为上向孔、下向孔和水平孔。美国和原苏联较多采用地面钻孔，美国还采用了定向拐弯钻孔的新工艺和设备。地面钻孔预抽可用于矿井建设之前，有充分的抽放时间，但施工费用高、钻孔积水难处理。中国多采用井下穿层上向孔预抽。

穿层钻孔预抽是在开采煤层的顶板或底板岩巷或煤巷中，每隔一段距离开一长约5m的钻场，再从钻场向煤层打3～5个穿透煤层的钻孔，然后封孔或将整个钻场封闭起来接上抽放管进行抽放。图1所示为穿层钻孔预抽瓦斯的钻孔布置示意图。此法施工方便，预抽时间长；预抽后，巷道掘进时瓦斯涌出量少。

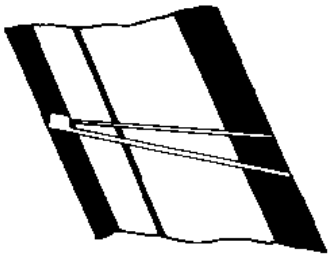


图1 穿层钻孔预抽瓦斯钻孔布置示意图

顺层钻孔预抽适用于赋存稳定的中厚或厚煤层，由运输平巷或回风平巷沿煤层倾斜打钻(图2)或由煤层的上、下山沿煤层走向打水平孔(仰角1°～2°)。此法常受采掘接替的限制，抽放时间不长，影响抽放效果。

抽放瓦斯钻孔参数有钻孔方向、钻孔直径、钻孔长

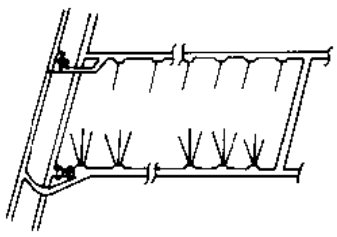


图2 顺层钻孔预抽瓦斯的钻孔布置示意图

度、钻孔间距与数量、抽放负压等。

钻孔方向　中国多为上向孔；江西省丰城矿务局等少数矿区采用下向孔，但下向孔孔内积水排除困难、影响瓦斯抽放效果。

钻孔直径　孔径大，暴露煤壁面积大，瓦斯涌出量就多，抽放效果就好。孔径取决于打钻技术、抽放瓦斯量、抽放半径等因素。一般为75～100mm，有条件时可选用大直径（≤300mm）。

钻孔长度　随着揭露煤层的钻孔长度的增加，抽放瓦斯量即增加。穿层钻孔应穿透煤层全厚，顺层倾斜钻孔一般为采煤工作面长度的70%～90%。打长钻有困难时，可分别从采煤工作面的运输平巷和回风平巷同时布置钻孔，如图2所示。

钻孔间距与钻孔数量　对于采煤工作面，计算公式为：

$$n=\frac{k\cdot Q_y}{Q_1}$$

$$R=\frac{L}{n-1}$$

式中n为钻孔数量，个；k为备用系数，取1.2；Q_y为采煤工作面需要抽放的瓦斯量，m^3；Q_1为1个钻孔在有效抽放时间内累计抽出的瓦斯量，m^3；R为钻孔间距，m；L为采煤工作面走向长度，m。

抽放负压　抽放负压对未卸压煤层瓦斯抽出量的影响，目前尚无统一的认识。一般选用13.33～26.33kPa。抽放负压过高，孔口和管道系统的漏气增加，管内放水更困难。

卸压抽放　向受采动影响而形成的卸压区打钻进行的瓦斯抽放。有随掘随抽和随采随抽2类。煤层在开采或掘进巷道过程中，在采动的影响下围岩应力即重新分布，形成卸压区和应力集中带，在卸压区内煤层膨胀变形，透气性大大增加，在这个区域内打钻抽放瓦斯，可以提高抽出量，并能阻截瓦斯流向工作空间。这种方法有效抽放时间不长，每孔抽放量不大，只适用于赋存平稳的煤层。中国煤矿较广泛采用。

随掘随抽　又称边掘边抽。在掘进巷道两帮，随掘进巷道推进每隔10～50m开一钻窝，向巷道周围卸压区内打1～2个钻孔，封孔后连接抽放系统进行抽放，如图3所示，孔径为45～60mm，封孔深1.5～2.0m，孔口负压为5.3～6.7kPa。适用于透气性低、预抽效果不好的煤层，也可用于掘进工作面前方有断层、裂隙、溶洞瓦斯而又需要利用钻孔探明地质构造的条件。本法钻孔易漏气，往往不能抽出高浓度的瓦斯。

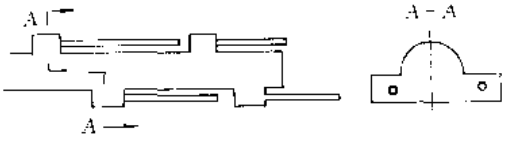


图3　随掘随抽时钻孔布置方式

随采随抽　又称边采边抽。适用于高瓦斯、低透气性、预抽效果不好的煤层。钻孔有穿层钻孔和顺层钻孔2种。在厚或特厚分层开采的煤层中，常用穿层钻孔，如图4所示。在薄及中厚煤层中常用顺层钻孔抽放。顺层布置钻孔时，是在采煤工作面前方由运输巷或回风巷每隔5～10m、沿煤层倾斜平行于工作面打钻、封孔抽放瓦斯，由于钻孔截断了工作面前方瓦斯涌向采场的通路，可有效降低工作面的瓦斯涌出量；但由于工作面不断前进，每一钻孔抽放时间较短，抽放率不高。

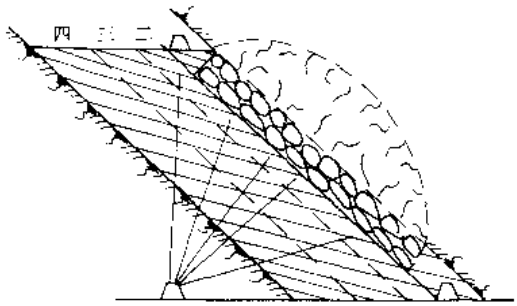


图4　随采随抽底板岩巷穿层钻孔布置示意图

强化抽放　在施以专门的措施来增加煤层透气性的基础上进行的瓦斯抽放。对于透气性低的单一煤层或者虽为煤层群、但先采瓦斯含量大的煤层时，常用的抽放方法难以达到预期目的，必须采取专门措施增加煤层透气性后才能抽出瓦斯。国内外对具体措施正在探索中，比较有效的措施有煤层注水、水力压裂、水力割缝、深孔爆破和煤层酸液处理等（见水力压裂法抽瓦斯、水力割缝法抽瓦斯）。

国内外都把预抽煤层瓦斯作为防止煤与瓦斯突出的区域性措施，其实质是利用均匀布置在突出危险煤层内大量的钻孔，经数月至数十个月的预抽，降低煤层瓦斯压力与瓦斯含量，并利用由此引起的收缩变形、地应力下降、煤层透气性增加和煤的强度增高等效应，使被抽放瓦斯的煤体丧失或减弱突出的危险性。钻孔布置取决于煤层的条件、钻孔有效抽放半径、抽放期限。这种防突措施工艺简单易行，抽出20%～30%以上的瓦斯即能起到防突作用。目前只适用于透气性不太小的突出危险煤层；对透气性小的煤层，因瓦斯抽出量少、需要抽放的时间过长，效果不好，有待研究新工艺及有关参数。随着低透气性煤层预抽瓦斯防治突出的

技术问题的解决，预抽煤层瓦斯预防煤与瓦斯突出将会得到更广泛的推广应用。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

（陈 锐 辛广龙）

kaicaiceng wasi yongchu

开采层瓦斯涌出 （gas emission in mining seam） 正在开采的煤层放出瓦斯的现象。瓦斯来源于回采区内煤壁（回采工作面及采区巷道）、采落及运输的煤炭、回采工作面采空区（残留的煤柱、丢煤等）和准备采区正掘巷道。开采层瓦斯涌出量的大小取决于煤层的自然地质因素和开采技术因素。

自然地质因素包括煤层赋存条件（煤层的厚度、煤层数量）、煤的瓦斯含量、煤层透气性及瓦斯涌出衰减速度等。

开采技术因素包括煤壁暴露时间、采煤方法、开采强度和开采顺序等。

对于厚度大、瓦斯含量高、采收率低、开采强度大的煤层及厚煤层中的首采分层，开采层的瓦斯涌出量大。通过井下实际测定或计算，可获得及预测开采层各瓦斯源的绝对和相对瓦斯涌出量（见矿井瓦斯涌出量预测）以及各瓦斯源相应之间的比例关系（即瓦斯平衡）。根据各瓦斯源的涌出量可确定矿井风量分配、瓦斯抽放方法和日常瓦斯管理措施。

参考书目

A. B. 彼特罗祥著，宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

赵全福主编《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（陈 锐 屠锡根）

kailuxing huxiqi

开路型呼吸器 （open-circuit type respirators） 由压缩空气瓶或压气管道供给人员呼吸所需氧气，人呼出的废气直接排入大气，不再重复使用的呼吸器。是矿用呼吸保护器的一种。开路型呼吸器有长管呼吸器和空气呼吸器2类。

长管呼吸器 一种经可弯曲的长导管向人员供给新鲜空气的呼吸器。按照供气的方式分为自吸式、送风式及按需供气式3种。适于在狭窄空间抢险救灾及在不适合呼吸的大气环境中工作时使用。由于受导管长度的限制，佩戴人员只能在有限距离范围内进行工作活动。

自吸式长管呼吸器 由空气过滤器、长导管、呼吸面罩等组成。佩戴者借助自身的肺力吸取新鲜空气。

送风式长管呼吸器 由电动送风机、空气过滤器，

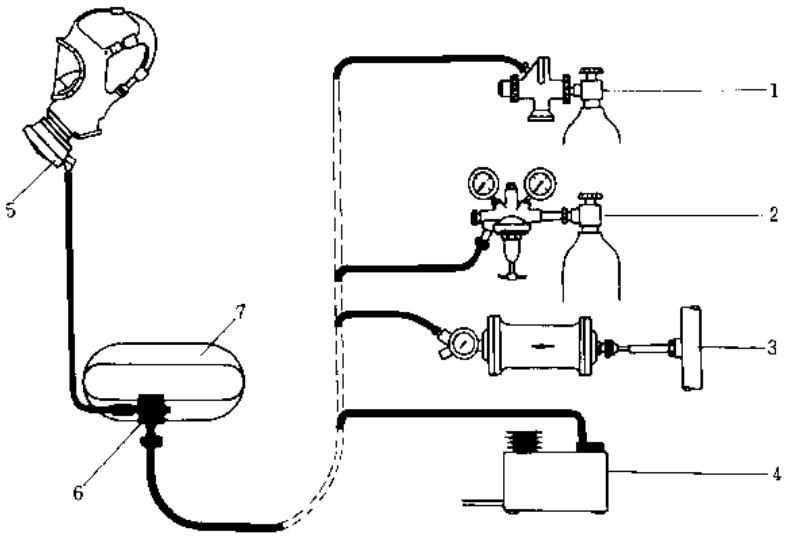


图1 各种按需供气式长管呼吸器示意图

1—小容积压缩空气瓶式；2 大容积压缩空气瓶式；3—压缩空气管路式；4—空气压缩机式；5—按需供气阀；6 快速接头；7 固定用腰带

长导管、呼吸面罩等组成。用电动送风机向佩戴者抽送新鲜空气。

按需供气式长管呼吸器　基本上由压缩空气源、长导管、按需供气阀、面罩等组成，有的还需加设空气过滤器、减压器、压力表等辅件。分为小容积压缩空气瓶式、大容积压缩空气瓶式、压缩空气管路式、空气压

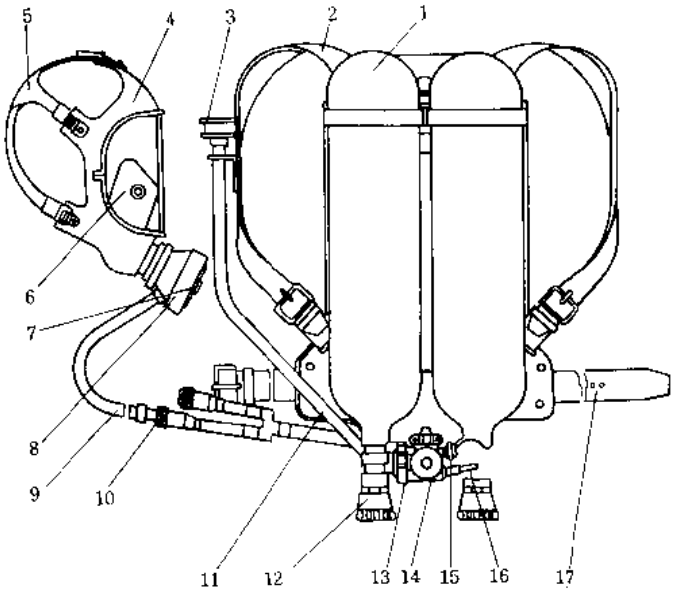


图 2　负压型空气呼吸器结构示意图

1—空气瓶；2—肩带；3—压力表；4—面罩；5　后头带；6—阻水罩；7—手动补给按钮；8　负压型供给阀；9—中压导管；10—快速接头；11—高压导管；12—开关把手；13—高压快速接头手轮；14—减压器；15—安全阀；16—报警哨；17—腰带

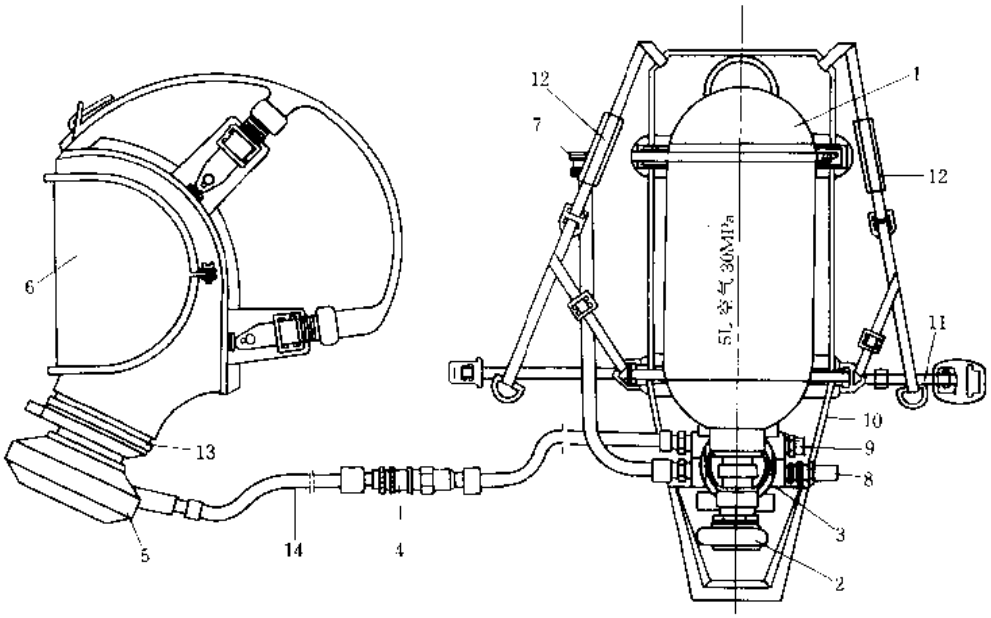


图 3　正压型空气呼吸器结构示意图

1—空气瓶；2—气瓶开关；3　减压器；4—快速插头；5—正压型供给阀；6—正压型全面罩；7—气瓶压力表；8—气瓶余压警报器；9　中压安全阀；10—背托；11—腰带；12　肩带；13—正压型呼气阀；14—中压软导管

缩机式4种（图1）。按需供气阀能根据人的呼吸状况自动供给需要量的空气或停止供气。

空气呼吸器 由小容积压缩空气瓶供给人员呼吸用的空气，人员呼出的废气直接排入大气的便携式呼吸器。它没有气囊，经按需供气阀直接按人的呼吸量供给空气。佩戴空气呼吸器人员的活动范围不受限制，是消防工作的主要装备。按吸气机构划分为负压型和正压型2种。

负压型 吸气过程中，按需供气阀的隔膜在吸气产生的负压作用下弯曲而使阀门开启供气；呼气时供气阀门关闭，呼气经呼气阀直接排入大气；面罩内的压力在吸气阶段低于环境大气压力的呼吸器。结构如图2所示。

正压型 按需供气阀上具有正压弹簧机构，吸气过程中，面罩内的压力始终高于外界环境大气压力的呼吸器。结构如图3所示。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（金百考）

kekong xunhuan tongfeng

可控循环通风 （controlable recirculation ventilation） 借助通风机和通风设施，控制部分污浊风流再进入进风流中的通风技术。可控循环通风可在不增加主风流风量的情况下，增加用风地点的风量和风速，用最低的成本改善用风地点的环境条件。分为掘进工作面和区域可控循环通风2类。

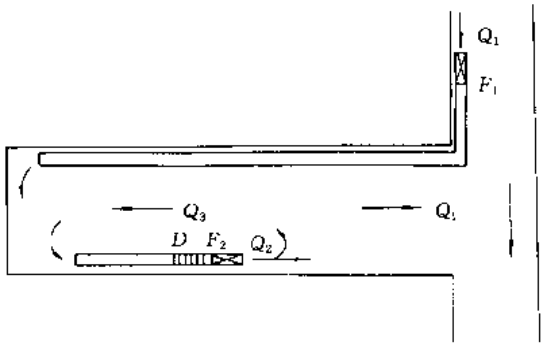


图1 掘进工作面可控循环通风系统布置

掘进工作面可控循环通风 有多种布置形式。图1为长压短抽混合式可控循环通风布置方式。当抽出式风机的风量 Q_2 大于压入式风筒出口的风量 Q_1 时，一部分污浊风流 Q_3 就返回到掘进工作面，再次被风机 F_2 吸入形成循环风。由于在风机 F_2 的前面装有除尘装置 D，风流得到多次净化。掘进巷道内的瓦斯浓度取决于风机 F_1 供给的风量 Q_1、进风流中的瓦斯浓度和掘进巷道的瓦斯涌出量，而与巷道内风流的循环无关。掘进巷道出口处的矿尘浓度取决于新鲜风量 Q_1、进风流的矿尘浓度、掘进工作面的总产尘量和除尘装置的除尘效果。抽、压风筒重叠段的瓦斯浓度取决于循环风量 Q_3、巷壁瓦斯涌出量、重叠段的长度、压入式风筒的漏风量等因素，只要控制循环风量 Q_3，即可保证重叠段内瓦斯浓度不超限。

区域可控循环通风 区域可控循环通风的系统由循环进风巷、用风地点、循环回风巷、循环风机和循环横巷构成。如图2所示，图中 Q_1 为送到循环通风区的新鲜风量，Q_4 为循环风量，Q_2 为新鲜风量与循环风量之和（即送达用风地点的风量），Q_3 为循环回风量，Q_5 为回风巷排出风量，$Q_4/Q_3=F$ 为循环率（循环系数），其值在0～1之间。Q_1 通常为常数，与循环风量的多少无关。循环回风巷中瓦斯浓度取决于新鲜风量 Q_1、进风流中的瓦斯浓度和区域内总的瓦斯涌出量，而与风流的循环无关。工作面（用风地点）进风流内的瓦斯浓度随循环风量 Q_4 的增加而升高，因此，应控制循环率，以保证进风流中瓦斯浓度不超限。

循环通风区的范围，可以是一个采区、几个采区，也可以是矿井一翼，甚至全矿。

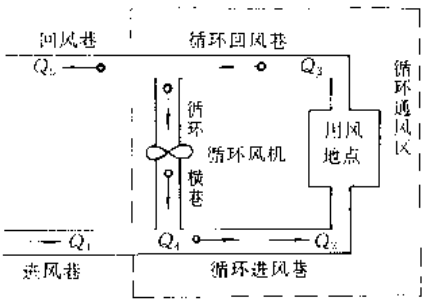


图2 区域可控循环通风的构成

这项技术为英国在1932年首先采用，现在英国煤矿中应用较普遍。20世纪80年代起逐步在加拿大、美国、澳大利亚、南非等国的煤矿和金属矿山中得到应用。中国自20世纪70年代起开始在锡矿山矿务局试用；20世纪90年代初在蒲白矿务局马村煤矿、肥城矿务局白庄煤矿和开滦矿务局唐家主煤矿等低瓦斯矿井中进行了试验应用，均获得了成功。但这项技术在中国国内仍未得到推广应用。

参考书目

马秉衡等译，《南非金矿通风》，冶金工业出版社，1984。

王启晋等编著，《矿井可控循环通风》，中国矿业大学出版社，1996。

（胡卫民　范明训）

kongqi liudong lianxuxing fangcheng

空气流动连续性方程　(continuity equation of airflow)　空气在井巷中连续流动特性的数学描述。矿井风流流动遵循质量守恒定律，在流动过程中既无漏风又无补给的条件下，流入井巷断面 1 的质量流量与流出井巷断面 2 的质量流量相等，用空气流动连续性方程表示为：

$$v_1S_1\rho_1=v_2S_2\rho_2$$

式中 v_1、v_2 为 1、2 断面的平均流速，m/s、m/s；S_1、S_2 为 1、2 断面的断面积，m^2、m^2；ρ_1、ρ_2 为 1、2 断面的空气密度，kg/m^3、kg/m^3。

若空气在断面 1、2 间不可压缩，即 $\rho_1=\rho_2$，则流入断面 1 的体积流量与流出断面 2 的体积流量相等，此时的空气流动连续性方程可简化为：

$$v_1S_1=v_2S_2$$

式中 v_1、v_2 为 1、2 断面的平均流速，m/s、m/s；S_1、S_2 为 1、2 断面的断面积，m^2、m^2。

空气作三维流动时的笛卡尔坐标系连续方程为：

非稳定流动

$$\frac{\partial\rho}{\partial t}+\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x}+\frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y}+\frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z}=0$$

稳定流动

$$\frac{\partial(\rho v_x)}{\partial x}+\frac{\partial(\rho v_y)}{\partial y}+\frac{\partial(\rho v_z)}{\partial z}=0$$

式中 ρ 为空气密度，kg/m^3；v_x、v_y、v_z 为风流速度在 x、y、z 轴方向的分量，m/s、m/s、m/s。

不可压缩空气的三维稳定流动的笛卡尔坐标系连续性方程为：

$$\frac{\partial v_x}{\partial x}+\frac{\partial v_y}{\partial y}+\frac{\partial v_z}{\partial z}=0$$

式中 v_x、v_y、v_z 为风流速度在 x、y、z 轴方向的分量，m/s、m/s、m/s。

正常情况下，矿井风流流动过程可简化为不可压缩流体的一维稳定流动；在矿井灾变时期，由于动态热力或瞬间动力效应的干扰，矿井风流可能呈现三维非稳定流动。连续性方程是分析矿井风网中风流稳定或非稳定流动规律、建立节点风量平衡方程的基础（见风网中风流流动规律）。

参考书目

L. 普朗特著，郭永怀等译，《流体力学概论》，科学出版社，1981。

（周心权）

kuanggong zijiu

矿工自救　(self rescue work for miners)　矿井发生瓦斯煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、火灾、水灾、冒顶等重大灾害事故时，灾区矿工为避免伤亡而主动自主地采取的自身救治、等待救援的技术措施。为实现有效的矿工自救，井下作业人员必须具备煤矿安全基本知识和急救知识；懂得灾前预兆和灾后征兆；熟悉避灾路线及安全出口；会使用自救器和压风自救等集体供氧装置；会利用近处的器材工具处理初期灾害；能根据声响、烟雾、风流等征兆判断事故性质、地点、范围；能正确采取自救防护措施和报警方法。矿工自救的设备和设施有自救器、矿工自救系统和避难硐室。报警方法有电话报警、专用通信设施报警和专人报警 3 种。矿工自救方法因所遇灾害性质不同而不同。

瓦斯煤尘爆炸事故的自救方法　在听到爆炸声或感受到空气的连续震动、看到浓烟等征状时，不要惊慌，要立即佩戴好自救器，就近报警，有组织地沿避灾路线撤到安全地点。靠近事故地点的人员，一时来不及佩戴自救器时，则脸部向下卧倒，最好俯于水沟附近，用湿毛巾等捂住口鼻，用衣物盖住身体露出部分，躲开冲击波和免受灼伤，并尽量减少呼吸，以防中毒；然后取下身上的自救器佩戴好。由于自救器防护时间短，当灾区范围大时，可利用集体供氧装置（见矿工自救系统）换戴上防护时间较长的自救器退出灾区，或者不换戴自救器利用集体供氧装置维持生命待救。当巷道垮落、浓烟大火封住巷道无法通过及弄不清事故发生地点，人员退不出来时，应撤到就近的避难硐室；或退到集体供氧装置（见矿工自救系统）处以及顶板坚固、无有害气体、近水处等安全地点待救；或在两道风门间、机电硐室、独头巷道等处利用身边的材料构筑临时避难所静卧待救，并随时注意附近情况变化，发现有危险时应立即转移。在撤退和转移的路线上和躲避地点都要留有明显标记，并有规律地发出呼救求援信号。

煤与瓦斯突出事故的自救方法　发现明显的突出预兆时，应及时撤到避难硐室等安全地点。发生突出时，要立即戴上隔绝式自救器（见自救器）撤到安全地点；或躲入有集体供氧装置（见矿工自救系统）的地点待救；也可建立临时避难硐室待救。

火灾事故的自救　发现初起火灾时，应及时组织人员利用就近的水、砂子、黄土、灭火器等器材和工具灭火，控制火势并及时报警。电器火灾要先断电再灭

火。如火势很大，难以就近取材灭火时，要戴上自救器退出灾区。处在火源上风侧时应迎（逆）风撤退。处在火源下风侧时，火势小可冲过火源撤退，或顺风撤退，但必须找到捷径尽快进入新风中撤退；否则构筑临时避难硐室待救。

水灾事故的自救方法 发生透水事故时，要避开水头冲击和佩戴自救器防止中毒、窒息，并及时组织人员堵漏、关闭水闸门、报警。无法退出的被堵人员，要转移到高处待救。被堵人员要保持冷静、充满信心、节约食物、注意身体保温、并静卧，以减少能量消耗。

冒顶事故的自救方法 被堵人员先退到避难硐室等安全地点。有条件时，清理堵塞物，引入新鲜空气，同时注意保暖休息，发出呼救信号。

参考书目

庞百先编，《人井安全知识》，燃料化学工业出版社，1973。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（李传宏）

kuanggong zijiu xitong

矿工自救系统 （miner self rescue system）

集合多级防护手段，保护矿工在有毒有害大气中进行自救和避难脱险的综合性设备。包括：一级工作面应急自救器；二级大巷或采煤、掘进工作面的矿工集体供氧和换戴自救器装置；三级井底车场常设救护装备。又称矿工三级生命保障系统。

在自救器没有发明前，矿井发生事故时，矿工的自救方式往往是构筑临时避难硐室来阻止烟气渗入；20世纪20年代自救器开始在矿井应用以后，矿工自救主要依靠自救器，但是不论是采用避难硐室还是采用自救器，只是单一的自救手段，没有形成综合的自救系统。经验证明，自救器只有随身携带才能在逃生时发挥作用，自救器的防护时间必须足够长时才能在较大事故情况下逃出灾区；但体积质量适合矿工随身携带的只有过滤式自救器，且过滤式自救器在缺氧和一氧化碳浓度过高时都不能使用，而现有的隔绝式自救器、防护时间较长的，其体积质量往往不适合矿工随身携带，适合随身携带的，防护时间又太短。为了解决这个矛盾，20世纪70年代，苏联出现了自救系统，它是由可随身携带的、防护时间只有10～20min的ШСМ－1型轻便化学氧自救器和ПСПМ型压风式救护点或ПСП型压缩空气瓶救护点所组成，救护点是一个能供新鲜压风或气瓶空气的集体供氧点；在发生事故时，矿工先佩戴ШСМ－1型自救器撤退到ПСПМ或ПСП救护点，在救护点依靠供风维持生命待救或接力地换戴防护时间较长的隔绝式自救器继续撤退到安全地点。中国《煤矿安全规程》对矿工自救系统的配置作了具体的规定。

工作面应急自救器 为矿工第1级生命保障自救系统，包括超小型化学氧自救器和小型压缩氧自救器。

超小型化学氧自救器 大小同过滤式自救器差不多而防护时间为10～15min的化学氧自救器。为了缩小体积，不用起动装置，而改用快速生氧的起动药层，保证矿工在不吸入外界气体条件下，佩戴自救器也能在短时间内使气囊充满氧气，走到集体供氧点换戴新自救器。原苏联的ШСМ－1型自救器的质量为1.4kg，大强度劳动的防护时间10min以上，用快速生氧的起动药层。中国的AZH－10型自救器的质量为1.2kg，防护时间10min以上；AZH－20和OSR－20自救器体积、质量略大于AZH－10自救器（见化学氧自救器）。

小型压缩氧自救器 中国生产的AZY－15B压缩氧自救器的质量1.8kg，防护时间15min以上，便于矿工随身携带（见压缩氧自救器）。

矿工集体供氧装置 为矿工第2级生命保障自救系统，包括压风自救装置、化学氧矿工集体供氧器、ПСПМ救护点、移动式压缩气瓶自救装置、АЛ集体供氧器。

压风自救装置 利用矿井压缩空气（压风）管路，接出分岔管，并接上防护袋、面罩或喇叭口等连接人呼吸器官的面具，将压风经减压节流、消声、过滤后供给避难矿工，保护他们免受有毒或窒息性气体侵害的器具。同贮备的隔绝式自救器可形成二级自救系统，即可在压风掩护下换戴贮备的隔绝式自救器，作为应急自救器的接力工具再继续撤退到安全地点。

苏联的压风自救装置出现于20世纪70年代，为“空气1”、“空气3”型紧急供气装置；日本的压风自救装置为防护袋式；德国的压风自救装置为呼吸面罩式。中国生产的压风自救装置有ZY－J型防护袋式、ZY－M面罩式压风自救装置和GJ－Ⅰ型、GJ－Ⅱ型避灾压风呼吸装置；ZY－J型防护袋式压风自救装置为中国生产的第一种型号的压风自救装置，于1987年由煤炭科学研究总院重庆分院研制，已在严重煤与瓦斯突出矿井中推广。

中国生产的ZY－M型压风自救装置由盒体、送风器、卡箍、软管、紧固螺母和半面罩等组成（图1），盒体由紧固螺母固定在工作面或大巷的支架上。使用时，首先打开盒盖，取出半面罩佩戴好；然后转动送风器壳体，并打开气阀，这样压风经送风器内部的调节阀减压、过滤器过滤、消音器消音后，再经软管、半面罩

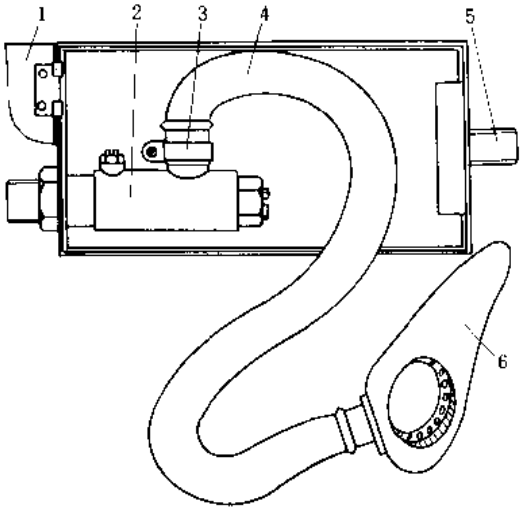


图 1 ZY－M 型压风自救装置结构

1—盒体；2—送风器；3 卡箍；
4—软管；5—紧固螺母；6—半面罩

进入人的呼吸道。

ZY－M 型压风自救装置为一次手动快速供气方式，供风压力为 0.4～0.6MPa，供风量大于 100L/min，并可调，噪声小于 75dB（A）。在长距离掘进巷道中每隔 50m 设置一组，每组应有 6～8 个自救装置；并利用支管、四通、球阀同压风管路相接。

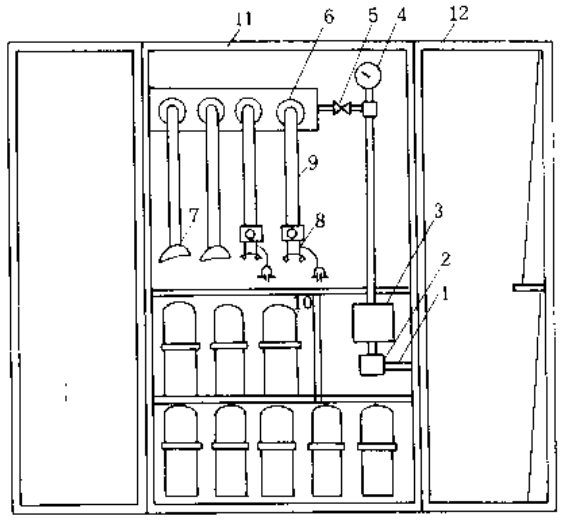


图 2 ПСП1М 救护点结构示意图

1—进气管；2—减压器；3 空气滤清及
消音器；4—压力表；5 开关；6—供给阀；
7—带发话膜的半面罩；8 口具鼻夹；
9—呼吸软管；10—自救器；11—柜体；
12 金属门

ПСПМ 救护点 设在矿工避灾路线的巷道内或工作面上，具有下列功用：①供防护时间快到终了的自救器佩戴者在压风掩护下换戴上防护时间长的新自救器；②为没有戴自救器的人提供自救器佩戴；③在退出有困难情况下，用它呼吸新鲜空气就地待救。直至救护队到来或恢复了正常通风。其结构如图 2 所示。

当打开金属门时，救护点的管路开关就自动开启，压风由进气管进入，经减压器减压、空气滤清和消音器净化与消音后，经供给阀、呼吸软管、半面罩或口具鼻夹进入人的呼吸道。ПСПМ 救护点的柜体左上角设有电话，通过佩戴带发话膜半面罩的人向地面调度室通话。在救护点，在新鲜空气的掩护下，矿工可以打开佩戴放在柜中的自救器继续撤出灾区。

ПСП1М 救护点供 4 人同时呼吸时的防护时间不受限制，装备有带发话膜的半面罩和口具鼻夹各 2 个，装备有 ШСС－1 型自救器 8 台，质量为 164kg。

移动式压缩气瓶自救装置 是一种可随采掘工作面前移而移动的自救装置。原苏联生产的 ПСП 救护点即属压缩气瓶自救装置，其结构布置除气源为压缩气瓶，并且不设空气滤清和消音器外，其余和 ПСП1М 救护点相似。

ПСП 救护点供 4 人同时呼吸的防护时间为 70min，气瓶容积为 32L，气瓶压力为 15MPa，工作压力为 0.65±0.05MPa，装备的说话膜半面罩和口具鼻夹各 2 个，装备有 WCC－1 型自救器 14 台，装备好时的质量为 192kg。

化学氧矿工集体供氧器 为原苏联在 80 年代末开发的一种新型矿工集体供氧器。保护的矿工数为 6 名。

АД 型集体供氧器 为原苏联生产的一种自救装置。特殊支架支撑的 2 个生氧药筒、安全阀、呼吸气囊（上设排气阀）、2 个吸气管集合器、2 个呼气管集合器及安设在集合器上的起动装置组成（图 3）。在整个呼吸系统前部设有保护挡板和盖板，起防护作用。保护挡板的外面有穿出的带有拉圈的绳子，用以拉起动装置，使气囊充满氧气。佩戴时，人的呼气经口具、呼气管、集合器进入生氧药筒，和生氧剂反应后产生的氧气进入气囊；吸气时，氧气由气囊进入吸气集合器，通过吸气管、口具进入人的呼吸道。由于供人呼吸的气路数有 6 路，因而最多可供 6 人使用。有 АД180 型和 АД360 型 2 种型号，供 6 人使用时的防护时间 АД360 型为 360min、АД180 型为 180min，装备有 15 台 ШСС－1 自救器，总质量在不计自救器时，АД360 型为 86.5kg、АД180 型为 81.5kg，可用于环境温度为 10～40℃，相对湿度最高达 100％的环境中。АД－360型布置在独

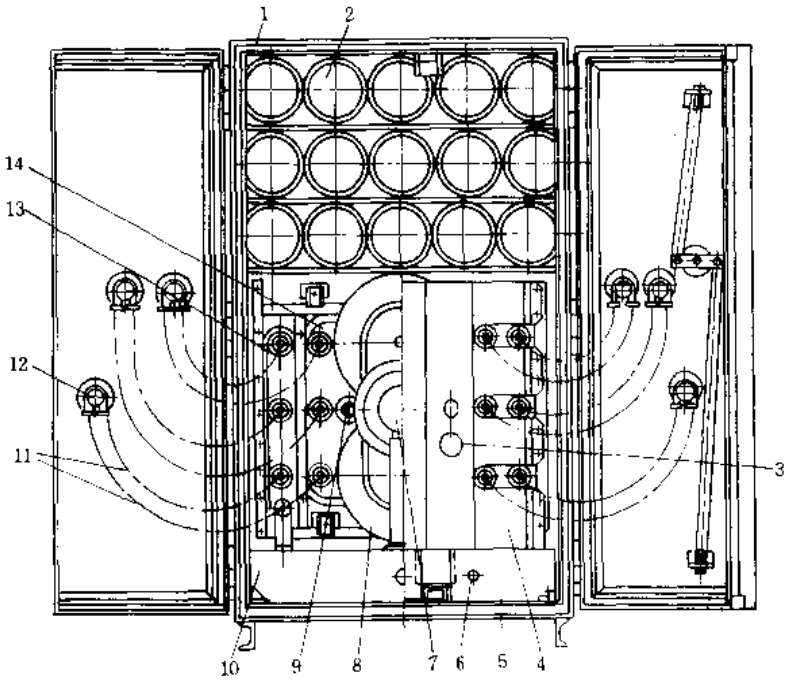


图 3 A型集体供氧器结构

1—柜体；2—自救器；3—起动装置拉圈；4—保护挡板；5—盖板；6—排气阀；7—安全阀；8—生氧药筒；9—起动装置；10—呼吸气囊；11—呼吸软管；12—口具；13—吸气管集合器；14—呼气管集合器

头巷道距工作面20～50m处；A型180按事故处理计划中规定的矿工避灾路线布置。

井底车场常设救护装备 为矿工第3级生命保障自救系统。由3部分组成：①在井底车场存放救护装备的硐室，室内存放自救器、其他救护装备、工具及灭火设备；②运输救护装备的专用车；③隔离式救护安全舱，这种安全舱可安设在不适合人呼吸的巷道中，作为救护队临时救护基地和作为队员短时间的休息场所，也可把伤员送进舱内抢救。

参考书目

Гладов，《Справочник горноспасательное дело》，Недра，1988.

（于不凡 李传宏 施中忠）

kuangjing anquan huanjing jizhong jiance

矿井安全环境集中监测 （central environmental monitoring for mine safety） 利用信息变换、信息采集与传输及数据处理技术对对矿井安全至关重要的环境参数进行实时多点集中监视和测量的过程。用于自然火灾预报、瓦斯涌出检测、通风检测，以便及时掌握矿井安全动态、及时发现事故隐患，减少和避免重大安全事故的发生。可改善煤矿安全状况，提高安全管理水平。现代的矿井安全环境集中监测是与生产工况集中监控紧密地结合在一起的，同时监视生产状态及重要设备的运转状态，以缩短设备故障的处理时间，提高了设备利用率。矿井安全环境集中监测是在甲烷遥测技术的基础上、通过矿井安全环境集中监测系统实现的。

监测的主要范围 包括矿井气体浓度的测定、通风参数的测定、火灾生成物的探测与测定、瓦斯抽放过程中的安全参数及设备的工作状态检测等内容。具体为：①环境参数：甲烷、一氧化碳、氧气、二氧化碳、氢气浓度，风速，气压，温度，烟雾等；②通风机参数：气压、风速、电压、电流、功率、轴温、油温、油位、振动、烟雾、油的流动、电流故障等；③开关状态参数：局部通风机及风门设施的开闭；④瓦斯抽放参数：甲烷浓度，控制阀，泵的运转状态，瓦斯流量，温度，压力等。⑤输送机参数：温度、烟雾、堆煤、输送带跑偏及撕裂、运转状态等。

矿井安全环境集中监测系统 用于监测与矿井安全关系密切的环境参数的装置。由传感器，包括井下分站、本质安全型电源、信号转换器、扩展器的井下工作站，包括中心站主机、显示和记录装备的地面工作站及传输电缆组成。其是在甲烷遥测仪的基础上发展而来的。

发展史 世界上第一套矿井安全环境集中监测系统是1963年设计定型、1968年由法国Oldham公司生产的CTT6340U系统，该系统只进行甲烷遥测。随后许多国家相继研制生产了多参数矿井安全环境集中监测系统，主要产品有德国AEG公司生产的Geamtic－2000i系统，德国Funke－Huster公司的TF200系统、日本生产的TST－7300系统、英国生产的MINOS系统。

中国最早的矿井安全环境集中监测系统是1975年由重庆煤矿安全仪器厂研制的AYJ－1型甲烷遥测仪，其可实现5点甲烷监测。进入20世纪80年代，中国在引进国外技术的基础上先后生产了用于监测矿井安全环境的AU1、AWJ－80、TF－200、KJ1、KJ2、

KJ4、KJ7、KJ19、KJ22 型矿井安全（生产）监测（控）系统，传感器由单一环境参数扩展到多参数；并发展到监测生产工况参数，监控容量达上千个点。

监测过程 矿井安全环境集中监测系统在实施监测过程中，首先通过传感器将有关的环境参数和工况状态参数转换成电信号并输送到井下分站；井下工作站一方面将从传感器输入的信号转换成便于传输的信号远距离传输到地面中心站，另一方面将地面中心站送来的指令或传感器信号经自身数据处理后向控制执行部分发出控制指令；地面中心站对由井下工作站传输来的环境及工况状态的信号进行处理，并显示和记录，有的还将由井下工作站传输而来的信号同报警单元设置的报警阈值比较，实施超限报警并向井下发出报警信号和断电等控制信号。

分类 按信息收集和传输系统的结构以及信息处理模式划分，分为辐射式、环状式、链状式、树权式 4 种。辐射式采用的是一对线传输一个参数的传输技术，传输技术简单可靠，各信息互不干扰，但传输电缆一次性投资大，系统容量小，监测点有限，适用于小矿井。环状式的信息收集速度快，通道匹配合理，适合矿井局部地区需要集中监控的场所。链状式采用频分制传输方式，可节约传输电缆，适合检测点分散的场所，便于单项扩展，传送距离远，抗干扰能力较强，但对每对线路的载波有限。树权式采用时分制传输方式，便于系统扩展，井下传输线路简便，传输电缆一次性投资较低，适应于分站结构，可带子系统；也适合于集散式结构，即在信息相对集中的地方设置分站采集信息，对信息较分散的地方使用扩展器连接个别信号（传感器或控制执行器），也可在分站外部串行扩展，或在干线上用信号转接器连接个别传感器，以减少分站数量和传感器电缆的敷设。

传输技术 分为以下 3 种：①一对线传输一个参数传输技术，这种技术可同时完成每个参数传感器的供电、咨询指令、测定值信号及报警断电控制指令等功能；②频分制载波传输技术，具有传输快、传递距离远、抗干扰性强等特点；③时分制传输技术，有基带传输及移频键控（FSK）和移相键控（PSK）几种形式，具有容量大，使用通讯电缆少的特点。

发展趋势 ①系统多参数、大容量化；②地面工作站为多中心站方式，计算机联网；③采用时分制传输技术；④由集散式控制系统代替传统的集中控制方式，以提高控制可靠性、实时性、降低成本；⑤井下直流本安电源采用开关型稳压电源；⑥传感器智能化，采用微处理机实现自动故障诊断、自动校准调零，采用多参数组合方式等。

甲烷遥测仪 利用遥测技术实现对多点甲烷浓度进行远距离的检测的装置。由传感器、传输通道和地面集中监测部分组成。当测点的甲烷浓度超过规定值时，仪器可在井上、井下分别发出声光报警信号，并可切断工作面的电源或井下主机电源，地面中心能自动连续指示与记录被测点的甲烷浓度。甲烷遥测用传感器中的敏感元件大多采用载体催化元件。早期采用脉冲调制多路分频载波传输技术，信号传输用一对一直接传输，传输线使用多芯专用电缆。多芯专用电缆的作用为：①主机给传感器供电；②将传感器信号送至地面主机；③将主机发出测量指令和报警断电指令传送到传感器；④实现井下与地面通讯。甲烷遥测仪的主要技术特征见表 1。

表 1 甲烷遥测仪主要技术特征表

指 标	数 值
测量范围	0～4%CH_4
测量误差	$0 \leqslant C \leqslant 1\%CH_4$，±0.1%$CH_4$ $1\%CH_4 < C \leqslant 2\%CH_4$，±0.2%$CH_4$ $2\%CH_4 < C \leqslant 4\%CH_4$，±0.3%$CH_4$
报警及断电范围	0～4%CH_4 任意可调
遥测距离/km	≤10

表中：C 为甲烷浓度。

参考书目

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（林 野 尹芳雄）

kuangjing fanfeng

矿井反风 (reversal ventilation in mines)

为防止灾害扩大和抢救人员的需要而采取的迅速倒转风流方向的措施。矿井反风方式有全矿性反风和局部反风 2 种。井下各主要风道的风流全部反向的反风为全矿性反风；当矿井进风井口、井筒、井底车场及其硐室、中央石门发生火灾时常采取全矿性反风措施。采区内部发生明火火灾时，主要通风机正常运转，主要进回风道风向不变，利用风门的启开或关闭造成灾区内部风流反向的反风为局部反风；它用于处理采区内部火灾。

实现全矿性反风的方法有反风道反风、主要通风机反转反风和利用备用风机风道作为反风道反风 3

种。反风道反风比较可靠，反风后的风量较大，但外部漏风严重、增加了基建投资和维护费、操作较麻烦、北方寒冷地区冬季结冰有时难于实现反风。主要通风机反转反风依靠改变通风机运转方向实现反风，它无需构筑反风道，减少了投资和外部漏风，操作简便可靠，但反风后风量和风压一般偏低，只适用于轴流式通风机。

中国《煤矿安全规程》对每个矿井反风设施的设置、反风后的供风量、巷道风流方向的改变时间、反风设施的检查、反风演习等均作出了明确规定。

矿井反风措施选择的合理与否，直接影响着救灾的成败，救灾指挥人员应根据"矿井灾害预防和处理计划"（见矿井灾害预防及处理计划）慎重选用，反风设备应保持完好、可靠，操作要敏捷、正确。

参考书目

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

（姚尔义）

kuangjing fangmiehuo fangfa

矿井防灭火方法 （prevention and extinction of mine fire） 预防与扑灭矿井各种类型火灾的技术与工艺。生产和建设矿井都应制定地面和井下的防火措施，开采有自燃倾向性煤层的矿井还需要采取综合和专项的预防煤炭自然发火的措施。遇有井下火灾要首先采取一切可能的方法直接灭火，不能直接灭火时则须封闭火区。中国《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范》（试行）对火灾预防和井下灭火作出了规定。

防灭火方法依据发火原因不同分为内因与外因火灾防治方法2大类。内因火灾防治方法侧重于治理采空区遗煤和巷道煤柱的自然发火；外因火灾防治方法主要是治理井巷、地面和机电设备发生的明火。

分类 火灾的发生与发展必须同时具备三个必要条件，通称发火三要素，即存在可燃物、助燃物（主要是空气中的氧）和引燃热源。无论防火或灭火都是以消除发火三要素中的一个或一个以上为出发点；据此基本原理，将矿井防灭火方法分为控氧窒息法、冷却降温法、窒息降温综合法和直接挖除火源法。根据防灭火的手段不同，还可将矿井防灭火法分为惰气防灭火，灌浆防灭火、阻化剂防灭火、均压防灭火、隔绝防灭火等方法。

控氧窒息法 隔断供给火源或可燃物的氧气或稀释空气中的氧浓度，使燃烧窒息或防止可燃物燃烧的方法。常用的措施有封闭火区、堵塞漏风、灌注惰性气体、均压控风等。

冷却降温法 向着火物或可燃物施以强吸热物质，降低其温度而使着火物熄灭或防止可燃物着火的方法。常用的措施有注水、喷水等。

窒息降温综合法 同时采取隔断向火源或可燃物供氧或稀释氧浓度和向着火物或可燃物施以强吸热物质的措施的方法。兼有控氧窒息和冷却降温的作用。常用的措施有灌注泥浆、液氮、泡沫，喷洒阻化剂与灭火干粉，压注惰性泡沫等。

直接挖除火源法 在人员可以直接接触、涉及范围小且无爆炸危险的条件下，将已经发热或燃烧的煤炭挖除干净，并运出井外的方法。在挖除工作进行中，要配合洒水以降温灭火，并随时检查煤温、气温和瓦斯浓度，遗留的空洞用不燃性材料砂、土、矸石等充填。

沿革 用水防灭火迄今仍是普遍采用的经济有效的方法之一，但因井巷空间有限和井下火灾的特点，有其一定局限性；泡沫、干粉、惰气等逐渐在矿井灭火中得到应用，并逐渐向防火技术方面演变。从20世纪50年代起，一方面坚持使用传统的灌浆防灭火方法，一方面陆续地研究应用惰化、阻化、均压、堵漏、充填隔离带等新的防灭火方法，技术上不断更新。发展总趋势是：在加强火灾预测预报的同时，以隔绝、控氧、降温和惰化煤的活性为原理的防灭火技术将逐渐完善，形式将多样化，并向高效、多功能、标准化和技术现代化发展。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井防灭火规范》（试行），煤炭工业出版社，1988。

（何博文）

kuangjing fangmiehuo guifan

《矿井防灭火规范》 （Standard of Fire Prevention and Controlling in Mines） 为贯彻执行《煤矿安全规程》的有关规定，在技术管理上为矿井火灾防治提供具体指导而制订的一部矿井防灭火技术实施细则；由中华人民共和国煤炭工业部于1988年3月颁布，是为避免或减小生产建设过程中火灾的影响而制定的一部强制性技术管理规定，英、俄、法、波、日等世界上一些产煤国也制订、颁布有"矿井防灭火规范"和"矿井防灭火条例"，对矿井火灾防治起到了良好的作用。

构成 由总则、自燃煤层开采、防灭火装备、日常

防火、灭火救灾和火区管理六章55条构成。

内容

总则 主要阐明制订《矿井防灭火规范》的宗旨、适用的范围、矿井火灾事故的内涵以及矿井防灭火规划和计划的职责和内容。

自燃煤层开采 主要包括煤层自燃倾向性鉴定、煤层及矿井自燃危险属性定义，矿井自燃火灾的认定和自然发火期的统计，矿井自然发火危险程度的等级划分，易燃煤层的开拓方式、巷道布置、顶板管理方法以及支护方式的选择原则，易燃煤层的采区、工作面布置参数、回采方式、防火专项措施、煤柱的尺寸、采空区处理、矿井及采区通风方式、通风参数和通风设施的选取原则。

防灭火装备 主要包括矿井灭火供水系统的参数、装备、设施配置与布局规定，井下防火门及其辅助设施布局、装配与维护的要求，井上下防灭火材料库及井下大型机电硐室、工作场所的灭火装置、器材的配备数额、种类和防灭火列车配置、局部反风系统的建立规定。

日常防灭火 本章对井下使用明火、可燃物管理作了规定；同时对开采易燃煤层的采区的漏风管理及其防治技术、自然发火预测预报系统的建立、预报参数的确定以及所用仪器、仪表也作了明确规定。

灭火救灾 主要阐述了井下发生火灾后各级人员的职责、报告程序和应急措施以及灭火救灾中防止灾害扩大应采取的措施和注意事项；同时对封闭火区防止瓦斯爆炸也作出明确规定。

火区管理 本章对火区的管理，防火墙管理，加速火区熄灭措施，火区熄灭标准，火区熄灭后注销程序、启封措施及火区复燃的管理等都作了详细规定，同时，对火区邻区开采应具备的条件和应采取的措施也提出了明确要求。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部，《矿井防灭火规范》，煤炭工业出版社，1988。

（戚颖敏）

kuangjing feirengong zhileng kongtiao

矿井非人工制冷空调 （air cooling in mines without refrigeration） 不用人工制冷的手段降低井下工作地点风流温度的技术措施。通常用于热害不很严重的矿井。总的原则是：沿着风流增温最少的风道，将尽可能多的新鲜空气输送到用风地点。具体的措施有：加大供风量、改变通风方式、变更开拓方式、治理热水和加强个体防护、利用地下水降温、利用冰块降温、隔离热源等。

加大供风量 增加风量、提高风速，虽然增加了巷壁对空气的对流散热量，使风流带走的热量随之增加，但由于单位体积的空气吸热量随之减少，因而可使风流温度下降。但加大风量有一定的限度，风速过高会使矿尘飞扬，对安全不利；再者风机的功率是和风量的3次方成正比的，风量过大，在技术上和经济上均是不合适的；此外，随着风速的增大，风流散湿和降温的效果也都在显著地减弱。

改变通风方式 通常用于采煤工作面，即采用下行通风方式或E形（W形）等通风方式。将上行风改为下行风，由于风流是从岩温较低，且被冷却了的风道流进回采工作面的，因而进风温度一般可下降1～2℃；且由于风流与煤流流向一致，避开了煤炭和运输机械这2个热源，在高产的机械化采面上，其进风温度可下降4～5℃，出口风温可下降1～2℃。

E形（W形）通风方式（见回采工作面通风方式）。实际上是将采面一分为二，增加了一条腰巷，可起到降低采面温度的作用；但其费用甚高，所以很少专为空调而采用它。

变更开拓方式 包括改变矿井通风系统和变更开采顺序。

改变矿井通风系统 即在井田走向长度一定的情况下，通过采用不同的通风系统，缩短从井底车场到采掘工作面风道的长度来降低进入采掘工作面的风流温度。

变更开采顺序 采用后退式开采方式时，由于减少了漏风和不需要在恶劣气候条件的回风道里进行大量的准备工作，相对地增大了采面的风量，所以对降温是有利的。

治理热水 从岩层中涌出的热水和风流接触时，除了进行传导与对流的显热交换外，水分蒸发的潜热交换同样地也使风流焓增加，从而降低了风流散发人体热量的能力，增加了降低风流温度的难度。治理热水主要是采用疏堵方法。对于渗、滴、漏者，可用快干水泥或其它封堵浆剂予以封堵，无效时可用钻孔将其抽出，并用管道、隔热管道，加盖水沟将其导走；对于大量涌出的热水，应在低于出水点或在预先开拓的下一水平巷道里布置抽水钻孔，用管道将其排走。

加强个体防护 穿着冷却服是加强个体防护的一个有效措施。冷却服里的冷媒一方面阻隔了外部热源对人体的对流与辐射传热，以免损及人体；另一方面承受了人体散发的热量，以免因热积聚而使体温过度上升以致罹患热病。

冰坎肩是一种比较好的防护个体的冷却服，在其质量为3kg，劳动强度为350～400W时，有效的工作时间可达3.5～4h。

利用地下水降温 在恒温带附近的含水层中或略深于恒温带的喀斯特发育带中，都有大量的冷水资源，其水温一般在17℃以下。采取一定的措施，将这种冷水引入矿井内同风流进行热交换，可有效地降低风流温度。

利用冰块降温 矿区如有天然的冰块，可以将其采集放置于井下工作面的进风口位置，利用冰块的吸热作用来降低进入工作面的风流温度。通常冰块放置于同局部通风机相连的容器中。

隔离热源 对于岩温较高的局部地段和主要进风大巷，通过向巷壁喷涂一层隔热材料，可有效降低地热向巷道风流的传导量；而对于进风巷道中输送热水、压气的管道、水沟，采取加装隔热层的措施，也可有效降低其向风流的热传导量。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第一篇)，煤炭工业出版社，1990。

(陈碧琬)

kuangjing fengliang celiang

矿井风量测量 (measurement of mine air quantity) 检测矿井井巷中风流流量的工作。为矿井通风管理中的基础工作，其目的是了解矿井总进及总回风量，各用风地点的风量、井巷风速是否符合规定，漏风的地点和漏风情况，为风量调节提供依据。风量测量，全矿性的每旬至少进行一次，采掘工作面及有关地点按实际需要随时进行。每次测风结果均要记录并填入报表，并定期报告上级机关。正常通风巷道的风量测定应在测风站中或断面无明显变化的直线巷道区段内进行。矿井风量测量多为人工操作。测风地点应在矿井或采区的通风系统图上选定，其布置的原则是：通过所有测点的测定能获全矿总风量和各用风地点的风量，并能测到主要漏风地点及其漏风量。中国《煤矿安全规程》对风量测量的方法、次数等都作了明确的规定。

测风方法 有风速计法和皮托管法2种。风速计法是利用风速计测得巷道平均风速后再换算成风量的方法，主要用于正常通风巷道的风量测定，是煤矿应用最普通的方法，煤矿使用最广的风速仪为风表。皮托管法是利用皮托管配合压差计测定风流速压再换算成平均风速求算风量的方法，用于测定风筒和风机入、排风口的风量。风表测风法有测点法和线路法2种，其是在巷道中以相等的时间间隔在相应的位置内移动风表来测得巷道断面平均风速；测量时风表应与风流方向垂直，并使用测量范围同所测风速相适应的风表。巷道通过风量同巷道平均风速的关系为：

$$Q=v\times S$$

式中Q为巷道通过风量，m^3/s；S为测风处巷道断面积，m^2；v为巷道真实平均风速，m/s。

风表测风时，由于是人工测风，受人体影响，在计算风量时要扣除人体所占据的面积或乘以校正系数，即：

$$v=\frac{S-S_b}{S}\cdot v_0$$

式中v_0为经风表校正曲线校正后的风速，m/s；S_b为测风人员占据巷道的近似面积，通常取0.3～0.4m^2；S测风处巷道断面积，m^2。

机械传动式风表是受风流速压作用而转动的，空气密度对其转速有一定影响，当测风地点的空气密度与风表校正时的空气密度相差较大时，按风表校正曲线校正后风速还要用下式校正：

$$v=v_0\sqrt{\frac{\rho'}{\rho}}$$

式中ρ'为校正风表时的空气密度，kg/m^3；ρ为测风时的空气密度kg/m^3。

用皮托管配合压差计测定的风流速压同风速的关系为：

$$v=\sqrt{\frac{2}{\rho}h_v}$$

式中v为测点处风速，m/s；h_v为风流速压，Pa；ρ为空气密度，kg/m^3。

测风站 表面光滑、断面规整的用以测量通过风量的一段平直巷道。测风站长度不小于4m，站内应无杂物，并悬挂有编号的记录牌。测风站一般用砖石、混凝土砌筑或木板构筑。

发展趋势 随着科学技术的发展和新型测量仪表的研制，矿井风量测量将实现自动化连续测定。

参考书目

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

(富奎聚)

kuangjing fengliu liudong texing

矿井风流流动特性 (flow characteristics of

mine airflow） 风流在井巷中的流动形式和状态。矿井风流一般沿井巷轴线流动，视为一维连续运动。矿井风流流动特性的研究是进行矿井通风的理论基础。

风流流动形式 根据风流质点运动参量压力、速度、密度等同时间的关系，将风流流动形式分为稳定流动和非稳定流动2类。风流质点通过空间点的所有运动参量不随时间变化，只是空间的函数的流动形式为稳定流动。矿井正常通风时期，矿井井巷特征、岩壁温度、风温、通风机压力和供风量等参数变化不大，此时的井巷中风流视为稳定流动。风流质点各运动参量随时间和空间而变的流动形式为非稳定流动。在矿井火灾、煤与瓦斯突出、煤尘与瓦斯爆炸等灾变时期，热交换剧烈、爆炸冲击波会引起风流热力和压力分布状态的急剧变化，此时井巷中的风流为非稳定流动。

风流流动状态 分层流、紊流和过渡状态3种。风流呈层流状态时，各层质点互不混合，质点流动轨迹为直线或有规则的平滑曲线，且与井巷轴线基本平行；风流呈紊流状态时，风流质点的运动轨迹相互交错、非常紊乱，其速度、压力等参量在时间和空间上发生不规则脉动；过渡状态是介于层流和紊流状态之间的风流流动状态，当风流呈过渡状态时，风流的初始状态不稳定，在外界扰动影响下，可随时转换为另一种流动状态。

处于层流状态的风流，因层间粘性力影响、流动层间相对速度不大，相邻层间质点相对作用引起的动量交换较弱，因而风流断面上的速度分布不均匀，流动阻力较小，主要由粘性摩擦构成。处于紊流状态下的风流，层间质点的紊乱迁移和脉动会产生较强的动量、热量和质量传递，其传递速率比层流高几个数量级，因而风流断面上的速度分布较均匀且能量损失较大，产生有较大的紊流流动阻力。矿井风流一般处于紊流状态，只有采空区等局部区域的风流可能处于层流或过渡状态。

不同流动状态的风流，在流动过程中的速度分布和阻力损失各不相同；而边界层的存在和是否出现涡流对阻力损失有较大影响。风流的流动状态用雷诺数来判定。

雷诺数 流体惯性力和粘性力之比的量纲为1的参数，记为 *Re*（为纪念英国物理学家O. Reynold而命名）。雷诺数小，风流中粘性力作用大，能削弱或消除引起风流质点紊乱运动的扰动，风流保持层流状态；雷诺数大，风流中惯性力相对于粘性力较大，可使风流质点运动紊乱，风流流动呈紊流状态。雷诺数用下式计算：

圆形巷道

$$Re=\frac{vd}{\upsilon}$$

非圆形巷道

$$Re=\frac{4vS}{\upsilon U}$$

式中 v 为风流平均流速，m/s；d 为井巷直径，m；υ 为风流运动粘性系数，在标准压力、20℃温度时，$\upsilon=1.44\times10^{-5}m^2/s$；$S$ 为井巷断面积，m^2；U 为井巷断面周长，m。

对于一般粗糙的巷壁，当 $Re<2320$ 时，风流呈层流状态，流体粘性力足以克服外界干扰，使流动保持层流状态。当 $Re>2320$ 时，风流开始处于不稳定状态，外界扰动可能使流动过渡到紊流状态。$Re>100000$ 时（随不同井巷支护条件下的巷道粗糙而变），流动处于完全紊流状态（见矿井通风阻力）。$Re=2320$ 是层流向紊流状态转换的临界雷诺数，是过渡状态的下限；对于处于过渡状态的流体，由于其状态转换还取决于初始状态和外界扰动等多种因素，所以，过渡状态的雷诺数上限有较大的波动范围。工程计算时，流体雷诺数若大于临界雷诺数，一般就按阻力较大的紊流状态计算，以加大安全系数。

边界层 在巷壁附近，由流速为零的壁面到速度分布较均匀位置的减速风流薄层，也称为附面层。边界层概念的应用简化了对风流流动特征的研究：按风流流动特征将其划分为边界层和主流（整个速度分布较均匀的流层）2部分，边界层部分，风流有较大的速度梯度，产生有较大的粘性阻力；主流部分，流体速度梯度小，粘性阻力可以忽略而视为理想流体的非粘性流动。边界层的研究简化了矿井风流流动的分析方法，对流动过程中的物质扩散、对流传热和边界层分离等现象的分析具有重要意义。

涡流 流体微团的旋转运动。涡流是矿井风流流动过程中，在一定环境条件下（如受边界器的阻扰），受风流粘性的影响在局部区域形成的。涡流的产生伴随着机械能损耗，会产生阻力。在风流流动过程中，若靠近边界层的主流存在使流动变速的压力差，则会影响边界层的流动，当风流流动方向压力提高致使压差降低时，主流减速，运动较慢的边界层中的风流质点即受到更加强烈的阻碍，边界层靠近巷壁部分的流动即会停滞乃至逆转，而主流在惯性力作用下继续向前的流动又会造成更多的流体在巷壁附近停滞堆积，使得主流愈来愈远地被推离边壁并在受阻滞区域形成许多涡流，这种现象称为边界层分离。在矿井通风中，研究风流流动的涡流现象主要用于分析局部阻力。

参考书目

L. 普朗特著，郭永怀等译，《流体力学概论》，科学出版社，1981。

潘文全主编，《工程流体力学》，清华大学出版社，1990。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（周心权）

kuangjing fengliu nengliang

矿井风流能量 （energy of mine airflow）

矿井风流在井巷某断面所具有的总机械能（压能、位能和动能）及内能之和。压能、位能和动能分别呈现为静压、位压和动压（速压）。内能是风流中以热的形式存在的一种能量，是风流温度的函数。风流能量是风流流动的动力。矿井风流在井巷中流动时克服井巷阻力所形成的损失能量就是风流在始末两断面上的总能量之差，称为通风压力差，简称风压。通风压力和通风阻力（见矿井通风阻力）同时产生、相互依存、大小相等、方向相反。风流是从总能量大的断面流向总能量小的断面。煤矿常用能量方程（伯努利方程）来描述矿井风流的沿程能量变化。

静压 单位体积空气具有的对外作功的机械能所呈现的压力。是风流质点热运动撞击器壁而呈现的压力。任一质点的静压各向同性，与风流流动方向无关。静压有绝对静压和相对静压2种表达方式。绝对静压是单位体积空气的压能，是以真空零点压力为计量基准的静压值；相对静压是井巷某点的绝对静压与该点同标高的大气压力之差。压入式通风的矿井中的井巷内任一断面风流的绝对静压均大于同标高的大气压力，其相对静压为正值，称为正压通风。抽出式通风矿井中的井巷内任一断面风流的绝对静压均小于同标高的大气压力，相对静压为负值，称为负压通风。静压的测定应在垂直于风流流动的方向上进行，以避免动压的干扰。

相对静压用皮托管静压端或静压管配合压差计测定；绝对静压用空盒气压计、水银气压计或精密气压计等测定（见气压计）。

位压 单位体积空气在地球引力作用下，相对于某一基准面产生的重力位能所呈现的压力。

某点（断面）的位能只相对于基准面存在，对于该点（断面）不呈现压力。水平巷道的风流无位压差；在非水平巷道中，风流的位压差就是该区段垂直空气柱的重力压强。向下流动的风流位压差为正；反之，位压差为负。

风流流动时，井巷风流中1、2点间的位压差表达式为：

$$h_z=g\int_1^2\rho\mathrm{d}Z$$

式中 h_z 为1、2断面间的位压差，Pa；g 为重力加速度，9.81m/s²；ρ 为密度函数，$\rho=\rho(Z)$。

动压 单位体积风流定向流动具有的动能所呈现的压力，又称速压。动压的作用方向与风流流动方向一致。在正常流动的风流中，断面中心点的风速高于四周。用断面平均速度计算速压的表达式为：

$$h_v=\frac{1}{2}\rho v^2$$

式中 h_v 为测点（断面）速压值，Pa；v 为测点的风速或断面平均风速，m/s；ρ 为测点（断面）的空气密度，kg/m³。

动压通常用皮托管配合压差计测定。由于正常流动的风流断面的风速分布不匀，因而，风流断面各点的速压是不等的。

全压 单位体积风流具有的压能与动能所呈现的压力之和。风流中某测点的绝对全压为该测点的绝对静压和速压之和，其相对全压值为测点的绝对全压与同标高大气压之差的绝对值。通常用皮托管配合压差计测定。

能量方程 用能量守恒定律描述风流沿程流动的能量转换和守恒规律的数学表达式。作稳定流动的风流在流经的各断面上所具有的内能、压能、位能和动能之和相等。

根据机械能守恒定律，单位质量不可压缩理想流体从断面1流向断面2的能量方程为：

$$\frac{p_1}{\rho}+\frac{v_1^2}{2}+gZ_1=\frac{p_2}{\rho}+\frac{v_2^2}{2}+gZ_2$$

式中 p_1、p_2 为1、2断面的绝对静压，Pa；Pa；Z_1、Z_2 为1、2断面相对于基准面的高度，m、m；v_1、v_2 为1、2断面的风流平均速度，m/s、m/s；g 为重力加速度，9.81m/s²。

对于不可压缩粘性流体，在考虑粘性力形成的阻力造成的能量损失的条件下，单位质量流体由断面1流向断面2的能量方程为：

$$\frac{p_1}{\rho}+\frac{v_1^2}{2}+gZ_1=\frac{p_2}{\rho}+\frac{v_2^2}{2}+gZ_2+L_R$$

式中 p_1、p_2 为1、2断面的绝对静压，Pa、Pa；Z_1、Z_2 为1、2断面相对于基准面的高度，m、m；v_1、v_2 为1、2断面风流平均速度，m/s、m/s；g 为重力加速度，9.81m/s²；L_R 为单位质量风流克服流动阻力的能耗，J/kg。

对于可压缩粘性流体，由于流动过程中存在的热交换引起流体密度的变化，根据热力学第一定律，单位质量和单位体积流体的能量方程分别为：

$$L_R = -\int_1^2 \upsilon dp + \left(\frac{v_1^2 - v_2^2}{2}\right) + (Z_1 - Z_2)g$$

$$h_R = p_1 - p_2 + \frac{\rho_1 v_1^2 - \rho_2 v_2^2}{2} - g\int_1^2 \rho dZ$$

式中 υ 为流体比容函数，$\upsilon=\upsilon(p)$；h_R 为单位体积流体克服流动阻力的能耗，Pa；L_R 为单位质量流体克服流动阻力的能耗，J/kg；ρ_1、ρ_2 为断面 1、2 上的流体密度，kg/m³、kg/m³。v_1、v_2 为断面 1、2 上的风流平均流速，m/s、m/s；g 为重力加速度，9.81m/s²；Z_1、Z_2 为 1、2 断面相对于基准面的高度，m、m；ρ 为密度函数，$\rho=\rho(Z)$。

式中 $\int_1^2 \upsilon dp$ 和 $g\int_1^2 \rho dZ$ 项反映了风流流动过程中的热能与机械能的转换关系。

能量方程的应用　能量方程是矿井通风的理论基础，矿井通风工作中通风机性能测定、矿井通风阻力测定、扩散器性能考察等各项通风技术测定与矿井通风系统优化、压力坡线图的绘制等技术管理及压差计、孔板流量计、皮托管等通风仪表的设计均与该理论密不可分（见通风机性能测定、矿井通风阻力测定、矿井通风压）。在矿井通风技术管理中的典型应用是在通风机房中设置了测定风硐内某断面风流相对静压用以了解矿井主要通风机运转情况和矿井通风状况的水柱计。通风机房水柱计测值与矿井通风阻力间的关系式为：

$$|h_w| = h_R + h'_v - h_n$$

式中 h_w 为机房水柱计测值，Pa；h_R 为矿井通风阻力，Pa；h_n 为矿井自然风压，Pa；h'_v 为风硐内水柱计承压孔口断面的风流速压，Pa。

通风机房水柱计是矿井通风的重要监测仪表，水柱计示值的突然变化预示着矿井通风系统的阻力非正常变化，生产矿井常通过通风机房水柱计的监测来判断矿井通风系统的运转状态。

应用能量方程分析通风机进、出口及扩散器出口的风流能量转换关系，得出的反映矿井通风动力与通风阻力关系的方程式为：

$$H_t + h_n = h_R - h_{Rd} + h_v$$

式中 H_t 为通风机全压，Pa；h_{Rd} 为扩散器阻力，Pa；h_v 为扩散器出口速压，Pa；h_R 为矿井通风阻力，Pa；h_n 为矿井自然风压，Pa。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

Mine Ventilation Society of South Africa, Environmental Engineering in South African Mines, Cape & Transvsal Printers Ltd., 1986.

（周心权）

kuangjing fengliu yure

矿井风流预热　(mine air preheating)　为防止冬季进风井筒结冰，将进风井口以下的空气温度加热到规定温度（中国规定为 2℃）以上的技术。地处寒冷地区的矿井中采用。

矿井风流预热的方法有加热器预热、地热预热和冷凝热预热 3 种。

加热器预热　用暖风机或锅炉生产出的高温蒸气供给加热器（热交换器），使进入井下的部分空气被加热，并保证被加热的空气与未加热的空气混合后空气的温度不低于规定值的技术。在压入式通风的矿井中，加热器安装在主要通风机的进风侧（图 1）；对于抽出式通风的矿井安装在进风井口附近（图 2）。

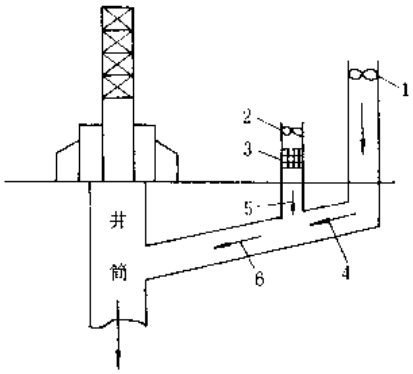


图 1　压入式通风的矿井中的风流预热
1—主要通风机；2—辅助通风机；3—加热器
4—冷风流；5—热风流；6—混合风流

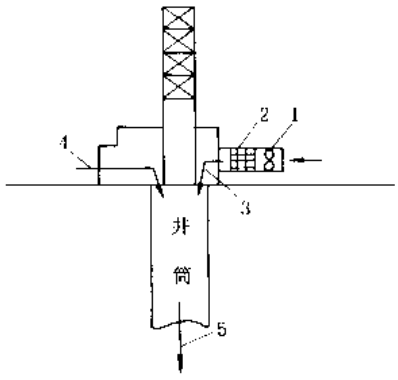


图 2　抽出式通风的矿井中的风流预热
1—辅助通风机；2—加热器；3—
热风流；4—冷风流；5—混合风流

大中型矿井多采用抽出式通风方式，加热器直接安装在井口房内。若进入井筒的气温要求高于 2℃，所需的加热量、加热后的空气温度、通过加热器的风量、

加热器的总散热面积、所需加热器的台数分别为：

所需的加热量 $Q_B=\rho_B V_B C_p\ (t_M-t_H)$

加热后的空气温度 $t_K=\frac{V_B}{V_1}\cdot\frac{\rho_B}{\rho_1}\ (2-t_E)\ -t_H$

通过加热器的风量 $M_1=M_B\frac{t_M-t_H}{t_K-t_H}$

加热器的总散热面积 $F=\frac{Q_B}{K\Delta t}$

$\frac{t_S-t_H}{t_S\quad t_K}>2$，$\Delta t=\frac{(t_S-t_H)\ -\ (t_S-t_K)}{\ln\frac{t_S-t_H}{t_S-t_K}}$

$\frac{t_S-t_H}{t_S-t_K}\leqslant 2$，$\Delta t=\frac{1}{2}\ [\ (t_S-t_H)\ +\ (t_S-t_K)]$

所需加热器的台数 $N=1.2\frac{F}{F_K}$

式中 Q_B 为所需加热量，kW；ρ_B 为空气密度，kg/m³；V_B 为进入井筒的风量，m³/s；C_p 为空气的定压比热，kJ(kg·℃)；t_M 为进入井筒的混合风流的温度，℃；t_H 为当地冬季最低气温，℃；t_K 为加热后的空气温度，℃；N 为加热器台数，台；V_1 为通过加热器的风量，m³/s；ρ_1 为热风密度，kg/m³；M_1 通过加热器的风量，kg/s；M_B 为进入井筒的风量，kg/s；K 为加热器的传热系数，kW/(m²·℃)；Δt 为载热剂与风流的平均温差，℃；t_S 为热蒸气的饱和温度，℃；F 为加热器的总散热面积，m²；F_K 为单台加热器的散热面积，m²。

在选用电加热器时，保证所需热量的条件主要是电阻线的长度和断面积：

加热器电阻线的长度

$$L=41\sqrt{\frac{E^2Q_E}{\rho\alpha^2\ (t_S-t_B)^2}}$$

$$Q_E=\alpha F\ (t_S-t_B)$$

$$\alpha=\frac{2.5v_B^{0.466}}{d^{0.534}}$$

电阻线的断面积 $F=\frac{1}{4}\pi d^2$

$$d=\frac{Q_E}{\alpha\Delta t\pi L}$$

式中 L 为电热器电阻线的长度，m；E 为电压，V；Q_E 为电加热量，kJ/h；ρ 为电阻系数，Ω·cm²/m；α 为空气的放热系数，kJ/(m²·h·℃)；t_S 为电阻线温度，℃；t_B 为通过加热器风流的平均温度，℃；v_B 为风速，m/s。取 v_B=15～20m/s；F 为电阻线的断面积，m²；d 为电阻线直径，m；Δt 为电阻线表面和空气的平均温度差，℃。

地热预热 利用围岩加热风流的技术。预热系统如图3所示。

对于浅部巷道，夏季围岩从通过的风流中吸热，冬季则对风流加热。为使进入井下的风流被加热到规定值以上，所需要的预热井巷的长度和断面积为：

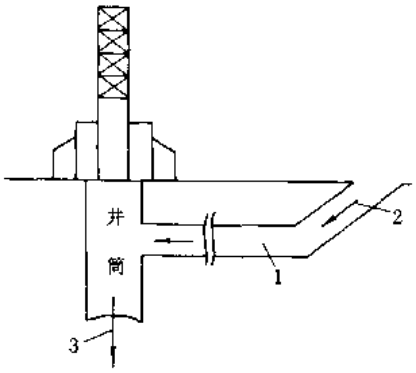


图3 地热预热系统

1 预热巷道；2—冷风流；3—加热后的风流

干燥巷道

$$L=\frac{C_pM_B\ (t_R-t_{WK})}{UK_r\ (t_{gu}-t_{cp})}$$

$$F=\frac{C_pM_B\ (t_R\quad t_{WK})}{K_r\ (t_{gu}-t_{cp})}$$

潮湿巷道

$$L=\frac{M_B\ [C_p\ (t_R-t_{WK})\ +r\ (x_R-x_{wk})]}{Uk_r\ (t_{gu}-t_{cp})}$$

$$F=\frac{M_B\ [C_p\ (t_R-t_{wk})\ +r\ (x_R-x_{wk})]}{K_r\ (t_{gu}-t_{cp})}$$

井巷进口安设辅助通风机（预热风机）

$$F=\frac{M_BC_p\ (t_R-t_{WK}-0.0008ih)\ -\eta N}{K_r\ (t_{gu}-t_{cp})}$$

$$K_r=\frac{1}{\frac{860}{3+2v_B}+115.24}$$

$$t_R=\frac{K_rLUt_{gu}-\ (M_BC_p-0.5LUK_r)\ t_{WK}}{M_BC_p+0.5LUK_r}$$

式中 L、U 为预热井巷的长度和周长，m、m；F 为井巷的横断面积，m²；t_R 为预热井巷末端风温，℃；t_{WK} 为冬季室外计算温度，℃；t_{cp} 为预热井巷的平均风温，℃，$t_{cp}=\frac{1}{2}(t_R+t_{WK})$；$K_r$ 为风流与围岩的不稳定热交换系数，kW/(m²·℃)；v_B 为井巷中平均风速，m/s；r 为水在0℃时的汽化潜热，kJ/kg；x_R 为预热井巷终端空气含湿量，kg/kg；x_{WK} 为冬季室外计算含湿量，kg/kg；t_{gu} 为井巷围岩初始温度，℃；h 为通风机风压，Pa；η 为电动机效率，η=0.7～0.8；N 为电动机功率，kW；M_B 为风量，kg/s；C_p 为空气的定压比热，kJ/(kg·℃)；K_r 为风流与围岩的热交换系数，kW/(m²·℃)。

冷凝热预热 利用制冷机的冷凝热对进入井下的风流进行加热的技术。系统如图4所示，在进风巷道中安设换热器利用进入换热器中的制冷机的冷却水（水温38～40℃）对进入井下的风流进行加热。利用冷凝

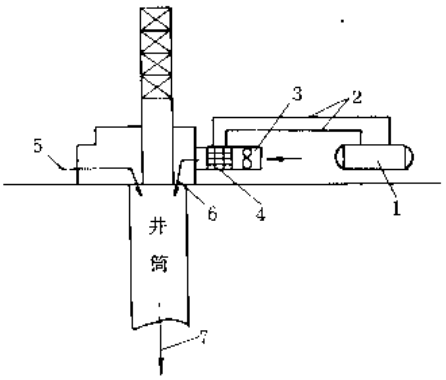


图 4 冷凝热预热系统

1—冷凝器；2—热水管；3—通风机；4—换热器；5—冷风流；6—热风流；7—混合的风流

热预热矿井进风的必要条件是：

$$Q_K \geqslant Q'_K$$

$$Q'_K = M_W C_W (t_{w_1} - t_{w_2})$$

式中 Q_K 为制冷机排出的冷凝热，kW；Q'_K 为换热器的放热量，kW；M_W 为冷却水循环量，kg/s；C_W 为水的比热容，kJ/（kg·℃）；t_{w_1}、t_{w_2} 为换热器的进、出水温度，℃、℃。对于水平喷射的喷淋式换热器，

$$t_{w_2} = (1-\eta)(t_{w_1} - t_{WK}) + t_R$$

$$t_R = \frac{\mu (t_{w_1} - t_{WK})}{1+\mu} + t_{WK}$$

对于垂直喷射的喷淋式热交换器，

$$t_{w_2} = (t_{w_1} - t_{f_1})\eta$$

$$t_R = 4.166\mu (t_{w_1} - t_{f_1}) + t_{WK}$$

η 为喷淋室热交换效率；μ 为水风比，$\mu = M_W / M_B$；t_{WK} 为冬季室外计算温度，℃；t_{f_1} 为喷淋室入风湿球温度，℃；M_B 为通过喷淋室的风量，kg/s。

当预热矿井部分进风时，混合后的风流温度为：

$$t_C = \frac{M_B t_R - M_x t_{WK}}{M}$$

式中 t_C 为混合后的风流温度，℃；M 为矿井总进风量，kg/s；M_x 为未被加热的进风量，kg/s；M_B 为通过换热器而被加热的风流流量，kg/s；t_R 为热交换器的出口风温，℃；t_{WK} 为冬季室外计算温度，℃。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

电子工业部第十设计研究院主编，《空气调节设计手册》，中国建筑工业出版社，1983。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（杨德源）

kuangjing fengzu

矿井风阻 （ventilation resistance of mine）

描述矿井或井巷通风难易程度的指标，包括摩擦风阻和局部风阻。有矿井总风阻和井巷风阻2类，矿井总风阻由矿井通风系统中各井巷风阻组成。摩擦风阻是空气密度、巷道粗糙程度、断面、周长、沿程长度的函数，局部风阻同局部阻力物的类型有关（见矿井通风阻力）。矿井风阻是形成通风阻力的根源，为了降低通风能耗，应设法降低矿井风阻值。矿井风阻可通过公式依据同等类型巷道的参数计算得出，也可通过实测得出。常用风阻特性曲线表示风阻值的大小。为了更形象地反映矿井的通风难易程度，中国煤矿常根据矿井总风阻计算矿井等积孔。

井巷风阻 描述由1条或多条风路构成的通风网络的通风难易程度的指标。有简单通风网络风阻和复杂通风网络风阻2类。

简单通风网络包括串联网络、并联网络和简单的角联网络，其风阻值根据网络结构和各分支风路的风阻值计算而得（见矿井通风网络）。复杂通风网络风阻的计算很复杂，很难用单个风路的风阻来表示，其计算通常应利用计算机进行（见矿井通风网络解算）。

矿井总风阻 描述一个矿井通风难易程度的指标，其值大小取决于通风网络结构和各风路的风阻值。计算公式为：

$$R_m = h_m / Q_m^2$$

式中 R_m 为矿井总风阻，$N \cdot s^2/m^8$；h_m 为矿井通风总阻力，Pa；Q_m 为矿井总风量，m^3/s。

风阻特性曲线 表示矿井或井巷的通风阻力和风量关系特征的曲线，又称阻力特性曲线，简称风阻曲线。其所在坐标系的纵轴为通风阻力、横轴为通过风量。图1所示即为一风阻曲线示意图。风阻值越大，曲线越陡，表示通风越困难；图1中 $R_2 > R_1$。相关风路的风阻特性曲线可合成简化为1条特性曲线。

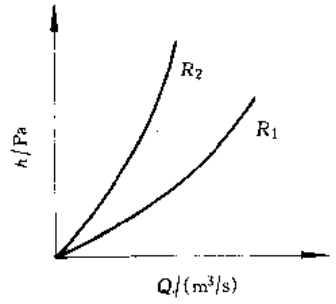


图1 矿井风阻特性曲线示意图

风阻特性曲线的合成 利用作图法解算简单通风

网络中自然分配的风量时，需要对风阻特性曲线进行合成。它包括串联网络和并联网络的风阻特性曲线合成。

串联网络风阻特性曲线的合成　合成的原则是“在风量相等的条件下，阻力相加”。图 2 所示为 2 条串联风路的风阻特性曲线 R_1 和 R_2 合成为 1 条风阻特性曲线 R 的示意图。

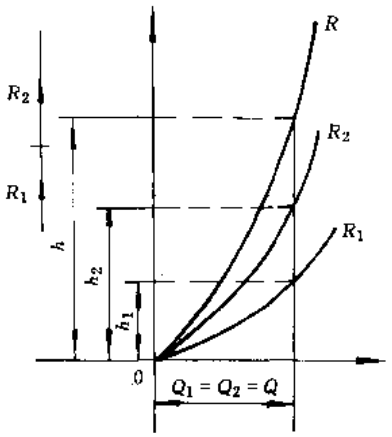


图 2　串联网络风阻特性曲线合成示意图

并联网络风阻特性曲线的合成　合成的原则是“在阻力相等的条件下，风量相加”。图 3 所示为 2 条并联风路的特性曲线 R_1 和 R_2 合成为 1 条风阻特性曲线 R 的示意图。

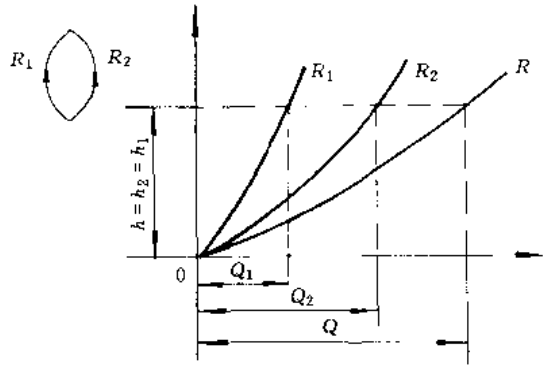


图 3　并联网络风阻特性曲线合成示意图

矿井风阻的降低　为了改善矿井通风，降低矿井风阻是矿井通风设计和通风技术管理工作中的一项重要任务，重点是降低阻力大、通过风量大的风路风阻。降低矿井风阻的方法包括降低井巷摩擦风阻和降低井巷局部风阻 2 部分。

井巷摩擦风阻的降低　主要措施有：①进行通风设计时和日常管理中保证主要通风巷道的断面足够大；②采用相对粗糙小、巷道表面光滑的支护方式；③采用巷道断面周长小的断面形状；④缩短风流路线；⑤采用双巷并联通风；⑥减少通过风量。

井巷局部风阻的降低　主要措施有：①避免井巷断面突然变化；②避免巷道拐急弯、直角弯；③清除巷道内堆积的杂物和煤。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（周心权　方裕璋）

kuangjing gongfeng biaozhun

矿井供风标准　(standard for air quantity in coal mines)　矿井供（需）风量计算方法的统一规定。制定供风标准的目的在于保证向各个用风地点输送一定数量的新鲜空气，以稀释有毒有害气体、排除矿尘和保持良好的劳动环境，确保矿井安全生产。

矿井供风量是矿井通风的基本参数，直接关系到井巷断面规格、风机选型和安全生产。矿井通风设计必须考虑矿井整个服务年限内各个时期的风量要求，以保证各个时期的合理通风。矿井供风标准与矿井自然条件（瓦斯涌出量、地温等）、机械化程度和管理水平等因素有关。由政府主管职能部门制定颁布，各基层单位根据具体条件制定计算细则。

中国《煤矿安全规程》规定，按井下同时工作的最多人数和井下各用风地点实际需风量的总和乘以风量备用系数即为矿井的总供（需）风量。在按井下同时工作的最多人数计算时，每人的供风标准为 $4m^3/min$；井下用风地点有采煤工作面、掘进工作面、硐室和其它工作地点，其实际需要风量按瓦斯涌出量、气温、炸药爆破量和工作人员数等因素分别进行计算，并取其最大值，然后进行风速校验。

按实际需要风量计算矿井供风量的方法比较符合实际要求，对日常的风量分配和调节有指导作用。随着矿井瓦斯涌出量预测和风流温度预测技术水平的提高，这种方法将更加精确实用。

矿井供风标准，各国都有自己的规定。德国规定，矿井通风量必须保证通风巷道中瓦斯浓度不超过 1%，同时井下工人每人每分钟的供风量不少于 $6m^3$；日本规定，井下工作面的供风量必须根据工作面的人数、可燃气体和有害气体的发生量、自然发火的可能性、风流的温度和湿度等因素来计算；美国是以瓦斯不超限为计算原则的；原苏联按矿井瓦斯等级，规定了吨

煤供风标准和井下每人每分钟供风不少于 $6m^3$ 的标准，原苏联顿巴斯矿区提出了分别按矿井的采掘工作面和硐室等不同用风地点实际需要来计算矿井供风量的标准。中国 1979 年前的供风标准。基本上与原苏联的规定相同，分别按井下同时工作的最多人数（每人每分钟供风不少于 $4m^3$）和矿井瓦斯等级（不同瓦斯等级的吨煤供风标准不同）计算，并取其中最大值。吨煤供风标准的计算方法虽然比较简单、明了，但随矿井生产的发展和产量的递增，与生产实际存在较大的差异，对低瓦斯矿井、生产集中和单产高的矿井有较大的富裕量，而对薄煤层和开采分散的高瓦斯矿井就显得不足。中国现执行的是按实际需风量计算矿井供风量的方法。

参考书目

中华人民共和国能源部制订，《煤矿安全规程（1992 年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（姚尔义）

kuangjing huozai

矿井火灾 （mine fire） 矿井井田范围内发生的可燃物非控制燃烧，是煤矿重大灾害之一。包括井上火灾和井下火灾 2 类，其中井下火灾占有相当大的比重，是煤矿安全工作的主要对象，中外采矿史中都记载有由于井下火灾引起的重大事故：1954 年波兰 Barbara-wyzwolenie 矿在上行风流中发生的火灾造成 82 人死亡，1962 年联邦德国 Luisenthal 矿因井下火灾引起的瓦斯煤尘爆炸造成了 299 人死亡、1972 年罗德西亚 Wankie 矿因井下火灾引爆瓦斯造成 426 人死亡。中国河南郑州矿务局王庄煤矿、辽宁抚顺矿务局老虎台煤矿、黑龙江鸡西矿务局小恒山煤矿都曾发生过重大火灾事故，各造成死亡 100 人左右。矿井火灾的发生、发展具有一定的规律，通过一定的手段可有效地预测火灾的发生，并可利用一定的装备与手段扑灭已发生的火灾。防治矿井火灾是煤矿安全工作的经常性事务。中国《煤矿安全规程》对火灾预防、井下灭火等作出了规定。

分类 有井下火灾和井上火灾之分，井下火灾据发火因素不同又分为内因火灾（煤炭自燃）和外因火灾 2 类。内因火灾约占井下火灾的 70%，自然发火严重的矿区达 80%～90%。随着机械化程度的提高，外因火灾所占比例有上升趋势。

井上火灾 发生于矿井地面的火灾。又称地面火灾。井上火灾发生于 2 类场所：一类发生在办公大楼、更衣室、材料仓库、贮料场、机房、修配车间以及民宅之类的建筑物内。这类火灾多源于外部火（热）源，发生的规律具有常见地面火灾的特征，出现得突然，着火后供氧充足、燃烧激烈，易造成财产和物质损失，对人的危害常属直接伤害。这类火灾多借用地面公用事业消防器材和技术施救；另一类为矿井的贮煤堆（场）和矸石山，这类火灾大都源于煤炭或夹杂在矸石中的碳质岩石及黄铁矿石的氧化自燃。发生发展的规律以及熄灭过程与煤炭自然发火类似，属缓慢氧化性质，而且多在供氧不充分和隐蔽状态下发生和发展，易产生不充分燃烧产物，毒害环境和人类的正常活动。矸石山和贮煤堆（场）火灾常用合理堆放、加强通风、倒堆、砂土覆盖、压注石灰乳、喷洒阻化剂、灌浆、凝胶喷注、压实堆放和压注水玻璃等矿内火灾防治技术和手段。

井下火灾 发生在矿井井下的和虽发生在地面但能波及井下的火灾。又称矿内火灾。矿内火灾具有特殊的发生、发展特性，会给矿井安全带来一系列的问题，是矿井重点研究、探讨和防治的对象（见矿内火灾）。

危害 不仅会烧毁大量的煤炭资源、物质和设备，造成物质损失；而且燃烧会产生大量的有毒有害气体，会造成人员伤亡和损害人员身体健康；对于瓦斯矿井和有煤尘爆炸危险的矿井，还有诱发瓦斯、煤尘爆炸的可能；矿内火灾可引起矿井井巷风流的紊乱，给矿井安全工作带来严重的危害。

防治 世界上各主要产煤国家在矿井火灾防治方面依然都在坚持“以防为主，以消为辅，因地制宜，依靠科学，综合治理”的方针和原则。从理论研究和实践方面都朝着有效、准确预测和控制方面发展。矿井火灾的防治措施包括火灾的预测预报和防治技术。

火灾的预测预报 对待开采煤层的自燃危险性作出正确评价是确定矿井开拓开采方案和制定防火措施的依据。矿井生产过程中，早期发现火灾、及时控制火势，就能将火灾危害减到最低程度。因此，火灾的预测预报受到格外重视。它包括煤炭自然发火预测和矿内火灾预报。煤炭自然发火预测方法有煤炭自燃倾向性鉴定、煤炭自然发火危险程度和煤炭自然发火期 3 种（见煤炭自然发火预测）。矿内火灾预报方法有气体分析预报法、测温预报法等。20 世纪 70 年代以来，国内外对煤炭自燃标志气体的选择作了大量的、富有成果的试验研究，获得了不同煤种预报自燃的标志气体，并研制了束管监测系统，以连续抽取井下气样、检测标志气体，早期预报火情（见矿内火灾预报）。

火灾防治技术 包括防火技术和灭火技术。灌浆防灭火是早被广泛应用的防灭火技术。制浆材料有黄泥、页岩、煤矸石、电厂飞灰、选煤尾矿等代用品。阻化剂防灭火、均压防灭火、惰气防灭火的应用为治理火

灾提供了广宽的途径。泡沫灭火、隔绝灭火是处理火灾的常用手段（见矿内火灾防治、矿井防灭火方法）。

防治技术发展趋势

（1）矿井火灾时期的风流流动规律（即非稳定流动），及矿井火灾时期的风流控制和决策控制系统（即矿井火灾救灾专家决策控制系统）的软、硬件开发研制工作虽已取得了一定的进展，为安全、迅速、有效地扑灭矿井火灾提供了一个有科学依据的辅助决策系统，但它仍需进一步完善，且灾变时期的风流流动状态以及瓦斯、火灾气体、气体压力（特别是火风压）变化等数据的准确、有效的采集和处理依然是个关键问题，业已引起普遍重视。

（2）轻便易于携带的准确的火源探测仪、温度测定仪及一氧化碳 CO、氧气 O_2 测定仪等仪器、仪表依然是矿井防火管理工作中急需，今后会有新的发展。

（3）研究煤的自燃倾向性。

（4）防止向冒落空间（采空区、煤层巷道高冒顶孔洞或突出孔洞）及煤柱裂隙（缝）漏风。

（5）限制或减少向采空区丢煤。

（6）早期识别内因火灾（即准确、及时地进行自然发火预测预报）。

（7）准确判定（圈定）火源点的位置或范围。

（8）针对煤层赋存条件、煤层产状和结构，合理确定开拓方式、巷道布置、采煤方法、顶板管理方法和开采顺序、采煤工艺。

（9）依据确定的采煤方法和工艺，选择合理地通风方式及其专项或综合防火措施。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

A. A. Скочинский В. М. Огиевский, «Рудничные пожары», Углетехиздат, Москва, 1954.

（戚颖敏）

kuangjing huozai shiqi fengliu kongzhi

矿井火灾时期风流控制 （ventilation control during mine fires）

矿井发生火灾时，为控制火势，抑制火风压，防止风流失控而对矿井通风系统所采取的措施。控制风流的目的是合理调度风流，缩小烟侵范围，防止瓦斯煤尘爆炸，使烟流尽快地排出地面，以减少火灾损失。

矿井发生明火火灾后，若未及时扑灭，随着火势增大出现的火风压会造成多种形式的风流紊乱（风流逆转、烟流逆退或滚退）现象，由于矿井通风网络复杂，往往会造成灾情的扩大。火灾时期正确地调节主要通风机工况、控制灾区风流是处理火灾的技术关键。风流控制的基本要求是：①保证灾区和受威胁地区人员的安全撤退；②创造直接灭火条件；③避免瓦斯、煤尘爆炸；④防止火灾扩大，限制烟流非控制性的蔓延；⑤防止火风压造成风流紊乱；⑥避免出现再生火源。

火灾时期风流的控制（调度）方法有：①保证正常通风，稳定风流；②维持原风向，增加或减少风量；③烟流短路；④反风；⑤停止主要通风机运转。随着火灾救灾专家系统的应用，风流控制方法选定的准确性有所提高，火灾救灾工作也更为顺利。

风流紊乱形式 火灾发生的初起阶段烟量不大、烟温不高，烟流随风流沿原有风向排向回风系统，直接受到烟侵的地区仅是烟流流过的区域；火势发展后，产生有大量的高温烟流，增大的局部火风压会造成风流紊乱，其形式有旁侧支路风流逆转、主干风路烟流逆退、烟流滚退（亦称烟流回流）3类，其中最常见的是旁侧支路风流逆转（图1）。火灾时期风流紊乱的几种形式可能单独发生，也可能同时发生。

旁侧支路风流逆转 图1所示的3个采区分别位于2—4、3—4、3—5三条支路中。假定火灾发生在Ⅰ号采区内，在正常情况下，烟流从Ⅰ号采区排出，通过4—5、5—6回风支路排至地面（图1a），而位于支路3—4、3—5中的Ⅱ、Ⅳ号采区不受烟侵。当火势发展

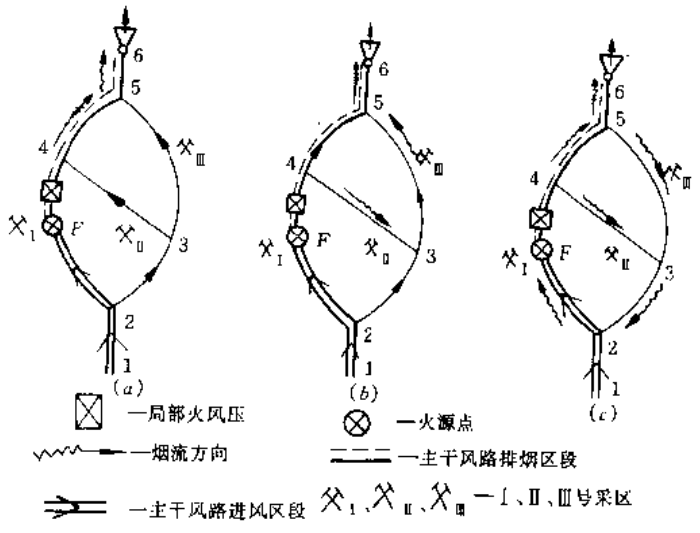


图1 旁侧支路风流逆转示意图

后，火风压形成，会出现主干风路回风区段 F 4--5 6 排烟的同时又出现一股烟流逆着旁侧 3—4 支路的原有风向朝最近的节点 3 流去的现象，从而出现旁侧支路风流的逆转，逆转的烟流会侵入Ⅱ号采区；Ⅱ号采区风向虽未改变，但也会遭到烟侵，灾变波及范围即扩大（图 1*b*）。如果旁侧支路 3 -4、3 -5 的风流同时发生逆转，将会导致Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号采区同时遭受烟侵（图 1*c*）。这类形式的风流紊乱，在上行风流中发生火灾时最易出现。

主干风路烟流逆退 火灾发生在上行通风的采区中时（图 2*a*），随着火势的发展，烟流在沿着主干风路的回风区段 F—4--5—6 排向地面的同时会充满巷道全断面地逆着火区进风风流 2—F 朝着最近节点 2 逆向而退，从而导致Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ号采区为火烟所侵袭；火灾发生在下行通风的采区中时（图 2*b*），在火势不断发展的情况下，主干风路的烟流在沿着主干风路的回风区段 F—5—6 向地面排烟的同时会逆着火区的进风风流 3—F 充满巷道全断面地朝着最近的节点 3 逆退。这 2 种情况尽管在形式上完全相同，但导因有异，处理方法有别。

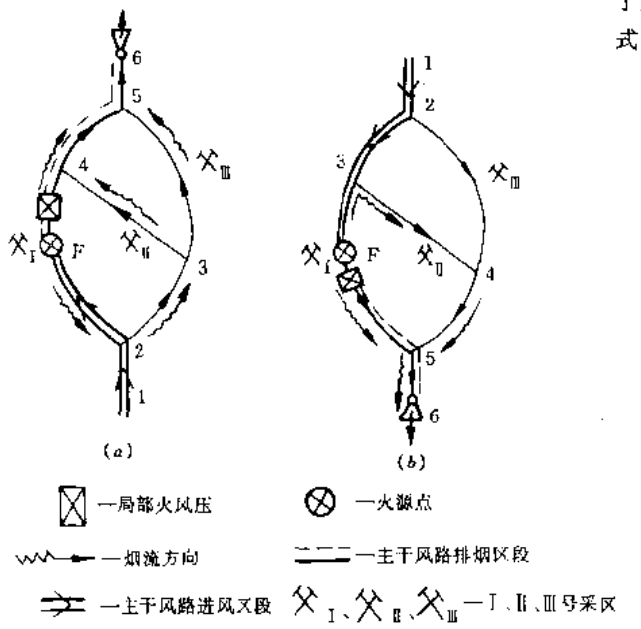


图 2 主干风路烟流逆退示意图

烟流滚退 火源的上风侧的巷道的同一断面上，既有新风沿着底板以原有的方向流向火源、又有烟流沿着顶板逆风流回退的现象（图 3）。烟流温度越高、速度越慢，发生滚退的几率与范围越大。烟流滚退是主干风路烟流逆退与旁侧支路风流逆转的前兆。

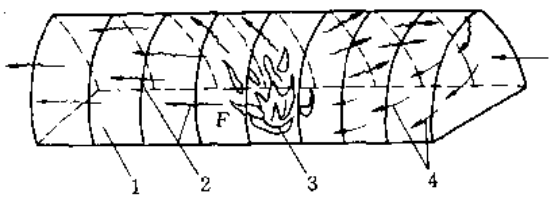


图 3 烟流滚退示意图

1—巷道底板；2—烟流；3—火源；4- 风流

烟流逆转的原因及防治 引起支路风流逆转的原因主要是没能及时控制住发生的火灾，产生了较大的局部火风压；主要通风机的风压波动和相关支路风阻的变化也有一定的影响。如图 4 所示，假设火灾发生在上行风路 a_1 中，则局部火风压 h_{F0} 的作用方向与主要通风机的风压 h_i 作用方向一致，在这种情况下，主干风路 1 2 -3- 4 F—5 6—7 8 的风向是稳定的，方向不变，但旁侧支路 a_2、b、c 可能发生逆转；波兰学者 W. Budryk 为了考察旁侧支路 b 的风向变化规律，以 b 支路为界，将整个风网划分为内部分系统（i）和外部分系统（o），通过风网闭合回路变换，列出了风压平衡方程组，得出旁侧支路 b 风向变化的条件式为：

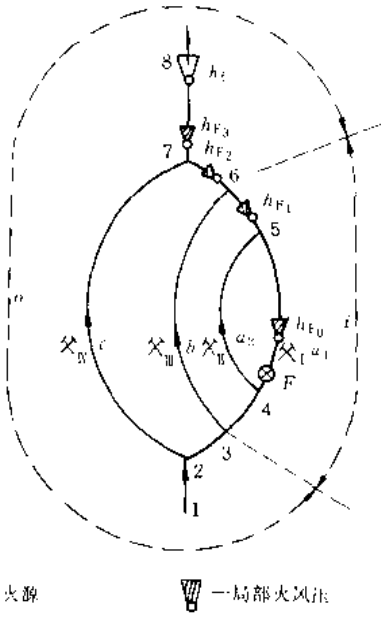


图 4 火源发生在上行风路

Ⅰ. $\frac{h_i}{h_0}<\frac{R_i}{R_0}$，旁侧支路 b 风流保持原有方向

Ⅱ. $\frac{h_i}{h_0}=\frac{R_i}{R_0}$，旁侧支路 b 风流停滞

Ⅲ. $\frac{h_i}{h_0}>\frac{R_i}{R_0}$，旁侧支路 b 风流逆转

式中 h_i 为风网内部分系统中局部火风压 h_{F0} 及 h_{F1} 之和，Pa；h_0 为风网外部分系统中局部火风压 h_{F2}、h_{F3} 和主要通风机风压 h_f 的总和，Pa；R_i 为风网内部分系统的合成风阻，$N \cdot s^2/m^8$；R_0 为风网外部分系统的合成风阻，$N \cdot s^2/m^8$。

旁侧支路 b 风流的逆转与其本身的风阻大小无关；但上行风路风流逆转后，由于高温烟流流过必然产生局部火风压 h_1，其作用方向与高温烟流逆向，对旁侧支路风流的逆转起阻止作用。布氏推导这类旁侧支路风流逆转的条件时，获得如下判别式：

$$\text{Ⅳ}.\ \frac{h_i - h_1}{h_0 - h_1} > \frac{R_i}{R_0}$$

式中 h_1 为上行通风的旁侧支路逆转后，高温烟流下行流动而产生的局部火风压，Pa；h_i 为风网内部分系统中局部火风压之和，Pa；h_0 为风网外部分系统中局部火风压与主要通风机风压之和，Pa；R_i 与 R_0 分别为风网内部与外部分系统的合成风阻，$N \cdot s^2/m^8$。

旁侧支路风流发生逆转的全过程可概括为：

(1) 火灾初起阶段，局部火风压 h_i 值不大，相对于主要通风机的风压较小时，满足条件式Ⅰ，旁侧支路的风向不变，受到威胁的仅是直接烟侵地区。

(2) 随火势逐渐增大，局部火风压 h_i 升高，对于近水平旁侧支路当满足条件式Ⅱ时，旁侧支路风流停滞。

(3) 火势进一步发展后，局部火风压 h_i 继续升高，条件式Ⅲ得到满足，旁侧支路 b 风流方向逆转。

(4) 旁侧支路是倾斜或垂直的井巷时，在风网内部分系统中生成的局部火风压 h_i 仅仅满足条件式Ⅱ还不会导致风流停滞，只有当火势进一步发展，内部分系统中的局部火风压 h_i 进一步增大，满足条件式Ⅲ后，旁侧支路 b 才会在全长上出现风流逆转的现象。在局部火风压上升到 h_i 之前，虽然旁侧支路的风流不会发生逆转，却可以出现火烟滚退现象；旁侧支路 b 中的烟流在滚退中向着节点 3 蔓延，到达节点 3 之后会随新鲜风流迅速向 a_1，a_2 支路发展，这时才出现真正地旁侧支路 b 风流的逆转。

为防止旁侧支路风流逆转，避免烟侵区域的扩大应采取的措施有：

(1) 直接灭火，控制局部火风压生成。

(2) 在火源上风侧悬挂风帘或构筑临时防火墙，减少向火源供风；但在瓦斯矿井要密切注视火区风流中瓦斯浓度的变化，火源上风侧有瓦斯集聚时，应审慎处理。当火区内有尚未脱险的人员时，应慎用控制风量的措施，以免出现贫氧而使人窒息或引发瓦斯爆炸。

(3) 减小火区回风区段的风阻，增大排烟能力。

矿井发生火灾时，不可采取降压增阻措施。

烟流逆退的原因与防治 主干风路烟流逆退的发生有 2 种情况：一种是火灾发生在下行风流中，由于局部火风压 h_i 的作用方向与原有的风流方向相反，当火势发展、局部火风压 h_i 值上升到超过主要通风机作用于该下行支路的风压时，风流反向，烟流逆退现象必然发生；另一种是火灾发生在上行风流中，主干风路烟流逆退的发生，据 W. Budryk 认为是由于过量烟气造成。对于图 5 所示网络图，主干风路 2-F 段风向变换的条件式为：

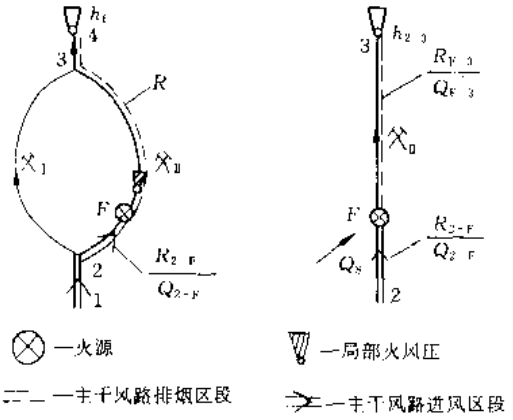


图 5 过量烟气形成烟流逆退示意图

Ⅰ. $Q_s^2 < \frac{h_{2-F-3}}{R_{F-3}}$ 保持原有风流方向不变

Ⅱ. $Q_s^2 = \frac{h_{2-F-3}}{R_{F-3}}$ 风流停滞

Ⅲ. $Q_s^2 > \frac{h_{2-F-3}}{R_{F-3}}$ 主干风路 2-F 段风流反向，主干风路烟流逆退

式中 Q_s 为过量烟气，m^3/s；R_{F-3} 为主干风路 F—3 段的巷道风阻，$N \cdot s^2/m^8$；h_{2-F-3} 为主要通风机作用于 2—F-3 支路的风压，Pa。

上述条件式说明，在上行通风的支路中发生火灾时，主干风流出现烟流逆退的原因是：

(1) 烟气增量大，条件式Ⅲ得到满足；

(2) 主要通风机作用于主干风路上的风压 h_{2-F-3} 值小，条件式Ⅱ成立；

(3) 主干风路 F-3 段风阻过大，条件式Ⅰ成立。

防治发生在上行风路中的火灾因过量烟气造成主干风路烟流逆退的措施有：

(1) 阻断向火源供风；

(2) 用水灭火，但水流不直接向火源中心喷射；

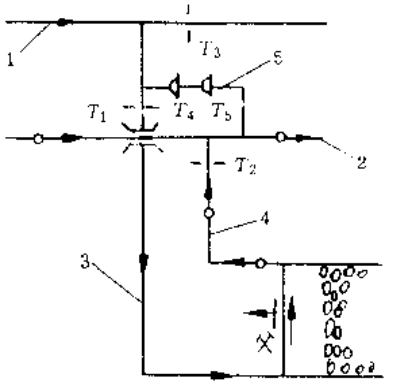
(3) 适当控制与火区相并联的旁侧支路的风量；

(4) 及时开启位于排烟通道上的调节风门；

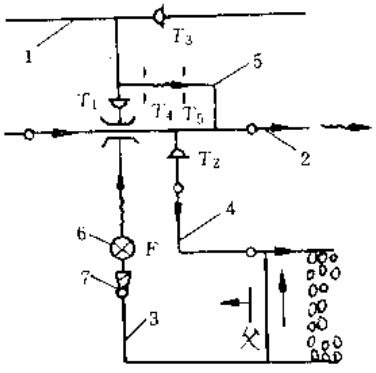
(5) 如果烟流逆退刚刚出现，可在火源的上风侧、巷道下半部设置风阻物——张挂半截风帘或构筑半截木板防火墙。

防治上行风路中火灾烟气逆退时，切忌采取停止主要通风机运行或降压运行措施。

火灾发生在下行风流中，当火风压达到一定数值后，主干风路烟流逆退现象必然发生。比较稳妥的处理方法是在下山采区的专用排烟道内布置平时常闭的风门予以隔绝(图 6a)；当火灾发生出现烟流逆退的趋势时，立即启开排烟道中的常闭风门，造成下山采区进风短路，使逆退的烟流通过反风道排入回风大巷（图 6b)。有时也可利用两条下山之间的联络巷或联络巷与专用反风巷构成排烟系统。



(a)



(b)

图 6 下山采区增设专用反风道示意图

1—进风大巷；2—回风大巷；3—进风下山；4—回风下山；5—专用排烟道；6—火源点；7—局部火风压

T_1、T_2、T_3—平时常开、火灾时闭上的风门；T_4、T_5—平时常闭、火灾时打开的风门

火源点的判别 矿井火灾时期，已经出现烟流弥漫现象时，可根据烟流的流动方向判别火源位置：①当火灾发生在上行风流中时，在进风区域应向进烟的支路寻找火源。对于图 7 所示的风网，当节点 4 观察到烟流时，火源可能发生在 4 7、7 8 支路；当节点 5、6 观察到烟流时，火源可能发生在支路 5—7、7—8、8—9 支路，两种推断可判定火源是发生在上行通风的 7 8 支路内。②当火灾发生在下行风流中时，风流的紊乱

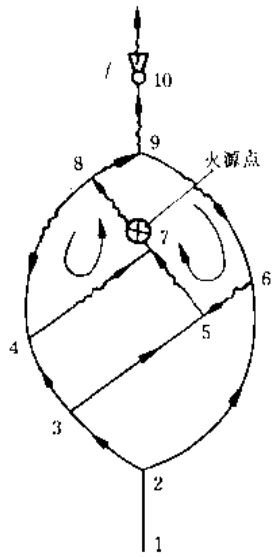


图 7 火灾发生在上行风流根据烟流判别火源位置示意图

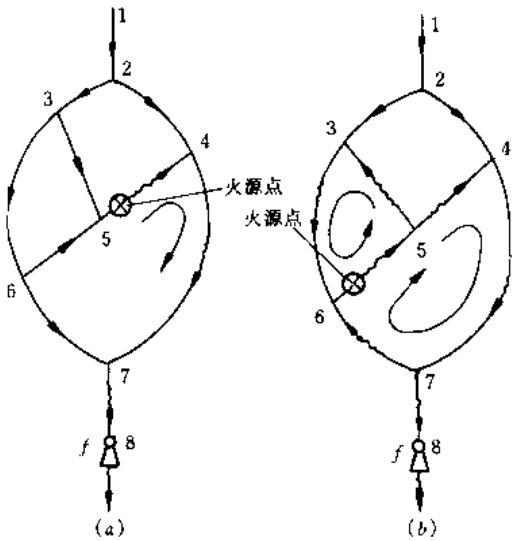


图 8 火灾发生在下行风流，根据烟流判别火源位置示意图

是因局部火风压 h_i 的作用方向与主要通风机的作用方向相反而形成的。应从进风区域接近烟区，h_i 向排烟的支路内寻找火源。对于图 8 (*a*) 所示风网，当节点 4 观察到烟流时，可以判定火源在 4—5 支路内；对于图 8 (*b*) 所示风网，当节点 4 观察到烟流时，可以判定火源在 5 -6 支路内。

烟流弥漫井巷的预防与排除 当上行风流里发生火灾时（图 9），防止烟流弥漫井巷的措施是：①保持主要通风机正常运行或升压运行；②在火源上风侧建立主防火墙 T；③保持畅通的排烟路线；④在所有排烟路线上交汇的旁侧支路里构筑辅助防火墙 t_1、t_2、t_3、t_4。主防火墙与辅助防火墙的建立即将矿井分隔为正常通风区 I 和烟流排除区 Ⅱ，由于主要通风机的抽出作用，I 区空气压力高于 Ⅱ 区，从而保证了烟流通过主要通风机向地面排除。主防火墙和辅助防火墙都起着稳定风流作用。当在下行风流里发生火灾时，初起阶段局部火风压不很显著，可采取上行风流中发生火灾时所采取的措施（图 10*a*），首先在所有旁侧支路建立起主防火墙 T_1、T_2、T_3，而在火源上风侧建起辅助防火墙 t，将矿井分隔为正常通风区 I 区和烟流排除区 Ⅱ 区，迫使烟流排出地面；但是由于发生在下行风流中的火

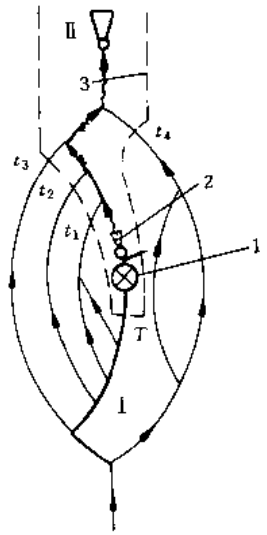


图 9 预防上行风流火灾烟流弥漫示意图

1—火源；2—局部火风压；3—Ⅰ、Ⅱ区分界线

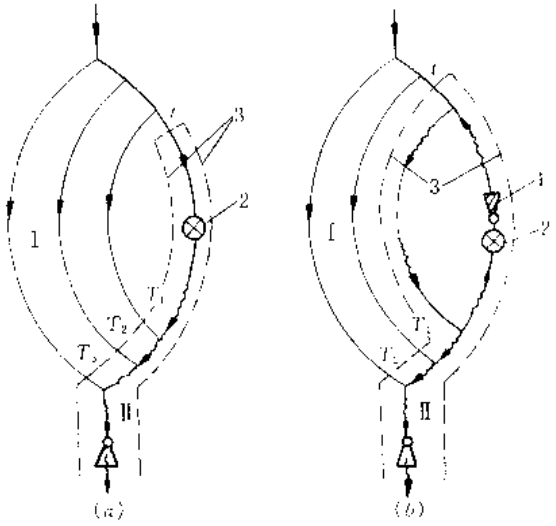


图 10 下行风流火灾预防烟流弥漫

1 火风压；2—火源点；3—Ⅰ、Ⅱ区分界线

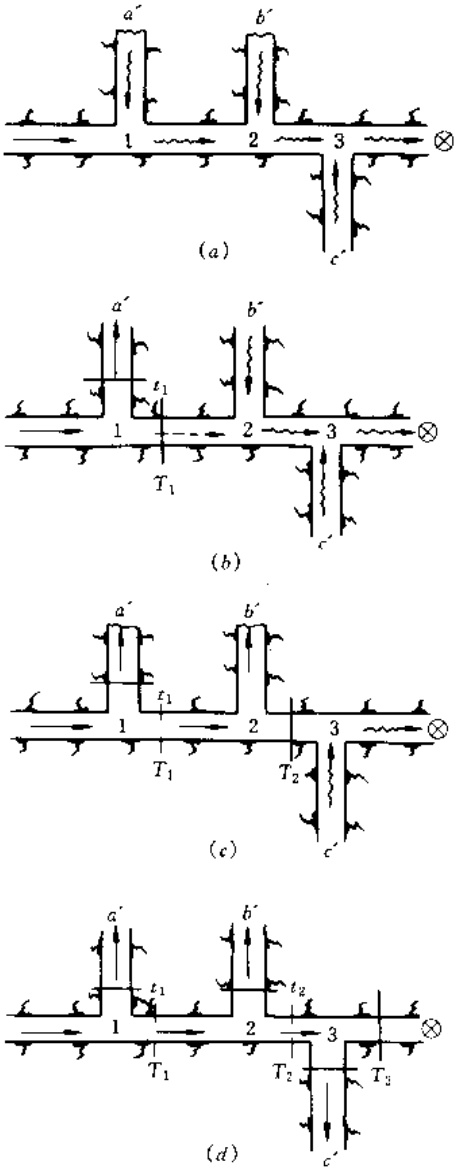


图 11 火灾发生在上行风流里烟流弥漫的排除

灾极易造成主干风路烟流逆退，更为妥善的处理方法是在逆退烟流的附近，开辟一条上行通风支路，使逆退的烟流尽快排出地面（图 10*b*）。

排除烟流、缩小烟区的措施与预防烟流弥漫井巷的措施基本相同，但在步骤上要根据火灾发生的地点不同而异。火源在上行风流中时，当从进风区 1 点（图 11*a*）观察到烟流从 a'—1 支路排出、向 1—2 支路流入时，可以判断火源是在进烟的区域内。为了排除 a'—1 支路中的烟流，恢复其原来的风向，可在 1—2 支路内建立防火墙 T_1，促使支路 a'—1 中的风流恢复原有风向排除其中的烟流（图 11*b*）；为了进一步排除 2 点的烟流，并防止 a'—1 支路风流再次逆转，应同时构筑 t_1 和 T_2，并打开 1—2 支路中先前构筑的防火墙 T_1，使烟流从 2—b' 支路中排走（图 11*c*）；以相同的步骤与方法可进而排除支路 3—c' 中的烟流；最后在排烟的巷道中建立永久性防火墙 T_3 以封闭火区（图 11*d*）。如果火灾发生在下行风流中（图 12），当火风压不大时，应在进烟的旁侧支路中先建立临时防火墙 T_1、T_2、T_3、T_4、T_5，以恢复支路风流方向，驱除烟流，最后建立防火墙 t 以封闭火区；如果局部火风压较大，甚至超过主要通风机风压，则最好留出一条上行通风的支路使烟流直接排出地面。

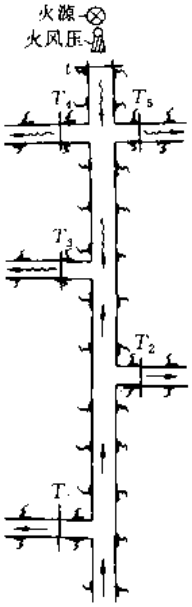


图 12　火灾发生在下行风流里烟流弥漫的排除

火灾对主要通风机的影响　火灾发生在上行风流中时，局部火风压与主要通风机的风压作用方向一致，对主要通风机的影响是工况点沿风压特性曲线向右下方位移，风机风压下降，甚至可能出现负值。当出现负值时，主要通风机虽仍在运行，但已经不起作用，限制了烟流排出，极易造成井下风流紊乱；在这种情况下，对于轴流式主要通风机，可停止主要通风机运行或打开出风井口的防爆盖；对于离心式主要通风机，当工况点向特性曲线右下方位移时，风量激增，功率增大，有可能烧毁驱动电机，也要停止运行。火灾发生在下行风流中时，局部火风压与主要通风机的风压作用方向相反，风机工况点会沿着风压特性曲线向左上方位移，风压升高，风量减小，甚至出现负风量。对于轴流式主要通风机可能进入不稳定的“驼峰”区运行；当火灾发生在进风井筒内，可能发生全矿风流反向。

火灾时期主要通风机的调节与控制　火灾无论是发生在上行还是下行风流中，保持主要通风机正常运行或提高风压运行，对稳定风流，防止发生风流逆转和烟流逆退都是有利的。离心式主要通风机通过改变前导器导流叶片角度、轴流式主要通风机通过改变动轮叶片角度均可获得提高风压的效果。如果矿井的风阻较小，也可考虑启动备用风机，实现并联运行以提高风压和风量。提高风量对抑制火势不利，但可以采取在火源上风侧悬挂风帘的方法予以弥补。

当火灾发生在进风井口附近、井筒、井底车场、中央石门或一翼进风大巷内时，为防止烟流随风流侵袭全矿或一翼而造成重大恶性事故，应尽快采取主要通风机反风的措施（见*矿井反风*）。

火灾救灾专家系统　以制订最佳的风流控制和灭火方案为目的，模拟专家扑灭火灾、作出救灾决策过程而编制的具有人工智能的计算机软件系统。它由主控模块、知识库、数据库、推理机、解释模块及用户接口 6 部分组成。主控模块是介绍、控制专家系统运行的部分；知识库是一个规则库，由专家的灭火知识经验与实践经验归纳、提炼转化而成，它存贮了有关处理火灾的成熟经验和技术；数据库包含有矿井风网结构、主要通风机性能、支路几何参数、风阻、风速、大气参数以及火源温度、烟流量、火风压的计算式、火灾期间采集的有关火势发展及烟流蔓延的动态信息和经推理而得的中间结论；推理机利用数据库的事实、知识库中的规则，遵循人类专家的推理思路提出最合理的灭火救灾方案；解释模块是为普通技术人员学习专家解决问题的思路和方法创造条件、为检查维护专家系统提供方便而设置的软件；人机接口采取人机对话方式，进行询问和解释。火灾救灾专家系统可以高效、准确、周密、迅速地提出风流控制灭火救灾的方案，可避免决策时出现疏漏或失误。矿井火灾救灾专家系统的出现已使扑灭矿井火灾工作由经验型开始转入科学型，对它的

研究已是国内外学者注视的焦点。中国开展这项研究工作的有中国矿业大学，煤炭科学研究总院抚顺分院，淮南矿业学院，西安矿业学院以及抚顺、平顶山、柴里等局矿。

参考书目

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

戚颖敏编，《矿井火灾灾变通风理论与应用》，煤炭工业出版社，1978。

王省身主编，《矿井灾变防治理论与技术》，中国矿业大学出版社，1992。

吴信东，《专家系统技术》，电子工业出版社，1988。

C. H. Осипов, "Вентиляция Шахт При Подземних Пожарах", «Недра», Москва, 1973.

B. Firganek, "Computer-Based assistance system for a head of a fire rescue action in mine" Proceedings of the 4th US. Mine Ventilation Symposium, 1989.

（王省身）

kuangjing kechou wasiliang

矿井可抽瓦斯量 （gas source can be drained in a mine） 矿井瓦斯储量中可被抽出的瓦斯量。是进行瓦斯抽放设计的重要依据，对确定矿井抽放瓦斯规模起决定性作用。计算公式为：

$$W_{ke}=\frac{W_k\eta_x}{100}$$

$$W_k=W_1+W_2+W_3$$

$$W_1=\sum_{i=1}^{n}A_{1i}X_{1i}$$

$$W_2=\sum_{i=1}^{n}A_{2i}X_{2i}$$

式中 W_{ke} 为矿井可抽瓦斯量，m^3；η_x 为矿井瓦斯抽放率，%；W_k 为矿井开发过程中，能够向矿井涌出瓦斯的煤层和围岩所储存的瓦斯总量，m^3；W_1 为可采煤层的瓦斯储量，m^3；W_2 为采动影响范围内不可采煤层的瓦斯储量，m^3；W_3 为采动影响范围内围岩的瓦斯储量。可据测定资料取值，或按煤层瓦斯储量的10%～15%估算，当围岩瓦斯很少时，$W_3\approx0$。采动影响范围上邻近层可取80m、下邻近层可取40m；A_{1i} 为矿井每一个可采煤层的煤炭储量，t；X_{1i} 为每一个可采煤层相应的瓦斯含量，m^3/t；A_{2i} 为采动影响范围内每一个不可采煤层的煤炭储量，t；X_{2i} 为采动影响范围内每一个不可采煤层的瓦斯含量，m^3/t；n 为煤层数。

参考书目

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

赵企福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（王佑安）

kuangjing kongtiao

矿井空调 （mine air conditioning） 调节矿井空气温度、湿度和风速的作业。任务是为井下创建一个安全、卫生、舒适的工作环境，使工作人员在其中从事正常持续的生产活动后身心健康不会受到不良的影响。有广义与狭义之分，狭义的矿井空调只限于调控井下工作地点的风温、湿度与风速，广义的矿井空调尚要涉及辐射强度、噪声、照度，有毒、有害气体浓度，有爆炸性危险的瓦斯与粉尘的浓度的调控，以及其它一些会对人们的生理、心理产生不良影响的因素的调控。煤矿所指矿井空调多是狭义范畴的矿井空调，且一般单指调节工作地点风流温度，包括风流预热和风流降温。风流预热和风流降温措施均有一定的适应条件，世界各产煤国均制定有相应的规定。中国《煤矿安全规程》对风流预热和风流降温措施的实施条件、实现手段等作了规定。

风流预热 为消除冻害而采取的预先加热入井风流使其升温的措施。冬季严寒的矿区，在寒冷的季节里，入风井口经常会出现结冰现象，不仅妨碍提升、运输，而且冰块发生坠落时会造成人员伤亡和设备损坏，须采取将入井风流预热到一定温度值的措施。有加热器预热、地热预热、冷凝热预热3种方式（见矿井风流预热）。

风流降温 为消除工作地点热害而采取的降低入风风流温度的措施。由于煤矿开采深度和强度不断加大，采掘机械化、电气化和集约化不断提高，在深部岩石的高温或地下涌出的热水、空气下行压缩升温、机电设备发热的作用下及地面气候的影响下，有些煤矿井下的气温往往较高，不仅危害作业人员的健康，而且降低了劳动生产率，增加了事故频率，当气温超过规定值时，还会导致矿井热害；有些矿井，由于围岩的高温作用而引起的矿井热害已成为煤矿第五大自然灾害（见煤矿安全）。风流降温方式有非人工制冷和人工制冷2种。非人工制冷通过增大风量、改善通风方式、提高风速等措施实现（见矿井非人工制冷空调），又称矿井降温；人工制冷是通过制冷机组、利用机械进行能量转换，并将冷量（从被冷却物质中吸取的热量）输送到工作地点实现的，又称矿井制冷。实行人工制冷措施时，必须先进行矿内风流热状况预测，再进行制冷设计、购筑制冷站（见矿井人工制冷空调、矿内风流热状况预测）。人工制冷由制冷、排热、输冷和传冷4部分组成，

有多种布置方式（见矿井制冷空调系统）。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

清华大学等编，《空气调节》，中国建筑工业出版社，1981。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

（陈碧皖　辛广龙）

kuangjing loufeng

矿井漏风　(air leakage of mine)　从与矿井生产无关的通道中漏失的风流。矿井通风中漏风是普遍存在的现象。产生漏风的主要原因是有裂隙通道并有风压差的存在。漏风对矿井通风的不利影响主要表现为：①大量漏风会造成动力的额外消耗；②使矿井、采区和工作面的有效风量（送达用风地点的风量）减少，造成瓦斯积聚、气温升高等，影响生产和工人身体健康；③大量的漏风会使通风系统稳定性降低，风流易紊乱，调风困难，易发生瓦斯事故；④会使采空区、被压碎的煤柱和封闭区内的煤炭及可燃物发生氧化自燃，易发生火灾；⑤当地表有塌陷区时，老窑裂隙的漏风会将采空区的有害气体带入井下，使井下环境条件恶化而威胁安全生产。减少漏风是通风管理部门的基本任务。

漏风风流的流动状态有层流和紊流2种，其取决于漏风介质的孔隙率，孔隙率小呈层流状态，孔隙率大呈紊流状态。常用矿井漏风率和矿井有效风量率表示矿井漏风的严重程度。

分类　矿井漏风按形式不同分为外部漏风和内部漏风；按性质不同又分为局部漏风和连续分布漏风。

外部漏风　从装有主要通风机的井口及其附属装置处漏失的风流。多通过地表塌陷裂隙或风门、风硐闸门、反风装置、井口密闭等井口构筑物经主要通风机直接漏入或漏出矿井。

内部漏风　未经采掘工作面、硐室和其他用风地点，直接漏入回风的无效风流。多发生在各种通风构筑物、采空区、煤柱裂隙等处。

局部漏风　从通风系统局部地点漏失的风流。发生于矿井井口、通风机装置、各种通风构筑物、井底车场等处。

连续分布漏风　通风系统中沿途连续不断地漏失的风流。发生于采空区、煤柱、风筒等处。

矿井漏风率　矿井总漏风量占通风机风量的百分率。包括矿井外部漏风率和矿井内部漏风率。

矿井外部漏风率　矿井外部漏风量占通风机风量的百分率。外部漏风量，在抽出式通风系统中等于通风机的工作风量与矿井总排风量之差、在压入式通风系统中等于通风机工作风量与矿井总入风量之差。矿井外部漏风率为：

$$P_w=\frac{Q_t-Q_k}{Q_t}\times 100$$

式中 P_w 为矿井外部漏风率，%；Q_t 为通风机工作风量，m^3/s；Q_k 为矿井总排风或总入风量，m^3/s。

为了保证供给矿井足够的风量，中国《煤矿安全规程》具体规定了各种情况下的矿井外部漏风率的极限值。

矿井内部漏风率　矿井内部漏风量占通风机工作风量的百分率。计算公式为：

$$P_n=\frac{Q_k-Q_x}{Q_t}\times 100\%$$

式中 P_n 为矿井内部漏风率，%；Q_t 为通风机工作风量，m^3/s；Q_x 为矿井有效风量，m^3/s；Q_k 为矿井总排风或总入风量，m^3/s。

矿井内部漏风量等于矿井总进风量与矿井有效风量的差。为了确保矿井通风效率，中国煤炭工业部颁布的"矿井通风质量标准"对矿井内部漏风率作了具体规定。

矿井有效风量率　矿井有效风量（送到采掘工作面、硐室和其他用风地点风量的总和）占矿井总进风量的百分率。计算公式为：

$$P_x=Q_x/Q_t\times 100\%$$

式中 P_x 为矿井有效风量率，%；Q_x 为矿井有效风量，m^3/s；Q_t 为通风机工作风量，m^3/s。

为了保证矿井通风质量，中国煤炭工业部颁布的"矿井通风质量标准"对各处的有效风量率作了具体规定。

漏风的检测与控制　漏风量可用风表直接测定，也可用六氟化硫 SF_6 等示踪气体配合气相色谱仪进行间接测定。用风表测定时，应选用合适的风表和正确布置测点，测定漏风通道或通风构筑物前后的风量差，即为该漏风通道的漏风量。六氟化硫 SF_6 示踪气体一般用于采空区或煤柱裂隙的漏风测定，测定时是在风压高的地点释放 SF_6，在风压低的地点取气体样检测 SF_6 的浓度，根据 SF_6 的浓度反算漏风量；这种方法能较好地检测漏风通道的分布位置，但精确测定漏风量比较困难。

正确布置风道和通风构筑物的位置、保证通风构筑物的质量、减少主要风道的阻力、及时封闭采空区、充填古窑及报废钻孔等空洞裂隙是减少矿井漏风的主要措施。

参考书目

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《国有重点煤矿生产矿井质量标准化标准》，煤炭工业出版社，1994。

（富奎聚）

kuangjing qihou tiaojian

矿井气候条件 (climatic condition in mine)

矿井空气温度、湿度、大气压力和风速等参数反映的综合状态。其同人体热平衡状态有密切关系，直接影响着作业人员的身体健康和劳动生产率的提高。正常条件下，人体产热速率和环境冷却能力相适应而处于平衡状态，体温保持在36.5～37℃；如果不能保持热平衡，就会引起身体不适，劳动生产率下降，甚至威胁生命。世界各国采用了不同的评价矿井气候条件的指标，并制定了不同的矿内劳动条件标准。创造良好的气候条件是矿井通风工作的重要任务之一。影响人体热平衡的主要微气候条件是空气的温度、湿度和风速。

温度 它是影响矿井气候条件的重要因素。最适宜的矿井空气温度是15～20℃。矿井空气温度受地面气温、围岩温度、机电设备散热、煤炭等氧化放热、人体散热、水分蒸发等多种因素影响。地面空气在进入矿井后，受上述因素的影响，一般矿井空气温度随着经过距离的加长逐渐升高，而采煤工作面往往是整个风流路线上气温最高的区段。在回风线路上，因通风强度较大、水分蒸发吸热，加上气流向上流动而膨胀降温，气温会略有下降，基本上常年变化不大。矿井空气温度长期过高，即形成热害；热害（高温高湿环境造成的灾害）已逐渐成为煤矿井下自然灾害之一（见矿井热害）。

湿度 表示空气中所含水蒸气量或潮湿程度的指标。有绝对湿度和相对湿度之分。单位体积湿空气中所含水蒸气的质量称为绝对湿度。空气中水蒸气的实际含量与同温度下的饱和水蒸气量的比值称为相对湿度；相对湿度反映空气所含水蒸气量接近饱和的程度，也称饱和度。煤矿常用相对湿度这一指标衡量矿井空气湿度，其值越小，空气吸收水分的能力越强。相对湿度常用手摇湿度计和阿斯曼湿度计（通风式湿度计）测量（见湿度计）。

一般情况下，在矿井进风路线上、冬天，空气进入井下后因温度升高，空气能容纳的水蒸气量加大，沿途要吸收水分，因而进风井巷显得干燥；夏天，入井空气因温度降低，空气能容纳的水蒸气量逐渐变小，空气中一部分水蒸气凝结成水珠落下，因而进风井巷显得潮湿。回风流中的湿度总是大于进风流中的湿度，相对湿度一般都接近100%。采掘工作面空气湿度几乎常年不变，其相对湿度接近100%。

风速 空气流动的速度。在矿井通风中，由于空气的粘性和井巷壁面摩擦的影响，井巷断面上的风速分布是不均匀的。在平直井巷和风筒中，通常巷道（风筒）轴心附近风速最大。因井巷断面形状和支护的不同，煤矿井巷中的最大风速往往偏离巷道轴心，形成不对称分布；井巷和风筒的拐弯和断面变化处风速分布更为紊乱。井巷中风速大小及其分布可用风表实测，风筒中的风速及其分布可利用皮托管配合压差计实测（见矿井通风检测仪表）。风速是影响人体散热的3个要素之一。当空气的温度、湿度一定时，增加风速可以提高人体散热效果，风温与体温相差越大，风速的增加对人体散热效果的影响越显著。表1给出了不同风温条件下较适宜的风速值。

表1 风速与风温之间的合适关系

空气温度/℃	适宜的风速/(m/s)
<15	<0.5
15～20	<1.0
20～22	>1.0
22～24	>1.5
24～26	>2.0

表征矿井气候条件的指标 由于影响人体热平衡的环境条件很复杂，世界各国采用的评价矿井气候条件的指标不尽相同。早期各国简单采用干球温度作为指标，但它并不能真实地反映气候对人的适宜程度；目前，尚无一项能完全准确地反映环境条件对人体热平衡的综合影响的指标。曾先后提出的指标有湿球温度、等效温度、卡它度等。

湿球温度 由液球包裹着净水润湿的纱布的温度计测得的温度。在同一气温（干球温度，由液球未包裹任何物体的温度计测得的温度）下，相对湿度较低时，则湿球温度较低，劳动时相对比较舒适；反之，相对湿度较高，则湿球温度与气温接近，劳动感觉不舒适。所以用湿球温度作为气候条件的评价指标，比用干球温度合理些，但它没有反映风速的影响。

等效温度 又称同感温度，是20世纪20年代美国采暖通风工程师协会（ASHVE）提出的。它以风流静止不动（风速为零）而相对湿度为100%的条件下，使人产生某种热感觉的空气温度来代表不同风速、不

同相对湿度、不同气温条件下使人产生的同一热感觉。图1为等效温度计算图。

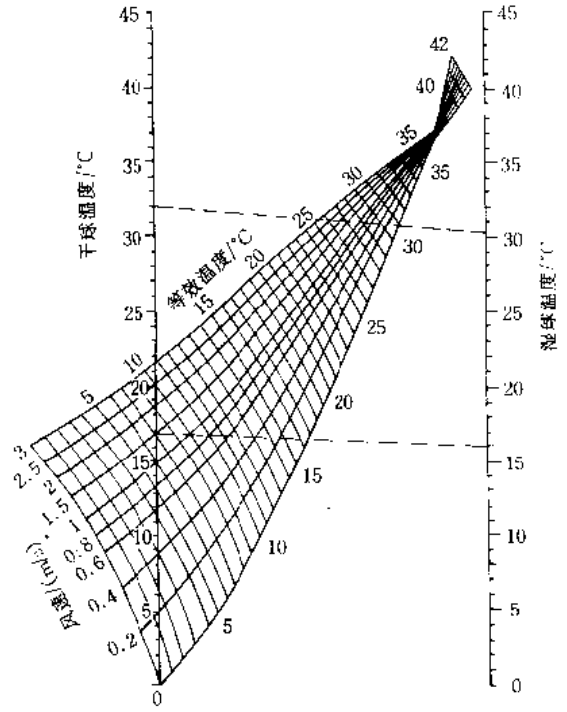


图1　等效温度计算图

等效湿度在一定程度上反映了微气候条件诸因素的综合作用，使用方便，在欧美各国较为常用；但它对在矿井的高温高湿条件下，湿度与风速对气候条件的影响反映不足，也没有考虑辐射换热的效果。1972年美国工业卫生协会又提出了新等效温度（对应于相对湿度为50%、风速为0.15m/s的等效温度）。

卡它度　是英国L. Hill等人于1916年提出的。它表示具有与人的体温接近的卡它温度计（见彩图20）向外界散热的速度。卡它度分湿卡它度与干卡它度2种。湿卡它度反映对流、辐射和蒸发三者综合的散热效果。干卡它度仅反映对流和辐射的散热效果。Hill和Homan等学者反复试验研究得出了卡它度与风温和风速之间的关系式。对井下从事中等强度以上的工作人员而言，比较舒适的干、湿卡它度分别为8～10和25～30。

矿内劳动气候条件标准　由于各国矿工的耐高温性不同，因而各国制定的矿内劳动气候条件标准也不尽相同。中国《煤矿安全规程》对煤矿井下各处的空气温度的最高限值都作了具体的规定，并规定超过时，必须采取降温措施。

原苏联规定：矿井空气相对湿度小于90%时，干球温度不能超过26℃；相对湿度大于90%时，不得超过25℃。德国规定：矿井空气的等效温度应不大于28℃；当大于28℃时应缩短工作时间；当大于32℃时，应停止工作。波兰规定：气温不能超过28℃、湿卡它度不得小于11。美国规定：矿井空气的等效温度不得大于32℃，当大于32℃时禁止作业。英国规定：等效湿度不得大于29.4℃。南非规定：当风速大于1.5m/s时，湿球温度不得大于31.5℃。

创造良好气候条件的措施　有矿井空气预热和矿井空气降温2类。冬季严寒的矿区，在寒冷季节，进风井口及井筒内常发生冰冻，妨碍提升运输和人员的安全健康，必须装设空气预热设备，使进风气温在2℃以上（见矿井风流预热）。对于高温热害矿井，应采取空气降温措施。有矿井非人工制冷空调和矿井人工制冷空调2种。矿井非人工制冷空调措施有改变通风方式、增加风量、提高风速、治理热源等（见矿井非人工制冷空调）。矿井人工制冷空调设备主要由制冷机、制冷机排热系统、载冷剂系统、空冷器组成，其制冷方式有集中式制冷空调系统、分区式和分散式制冷空调系统等（见矿井人工制冷空调系统）。

参考书目

赵以惠主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

编写组编，《煤矿通风与安全》，煤炭工业出版社，1979。

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

（辛广龙　姚尔义）

kuangjing qiti jiance

矿井气体检测　(gas monitoring in mine)

利用专门仪器或设备对煤矿井下气体的性质和浓度进行检查或测定的过程。包括对井下可燃可爆气体、有毒气体、窒息性气体、火灾生成气体、示踪气体及其他与矿井安全生产有关的气体的检查与测定。是矿井通风、井下防灭火及瓦斯抽放管理等技术工作数据的来源，是保证煤矿井下安全生产的基础工作和日常工作。对矿井气体进行检测时，应根据被检测气体的性质及检测条件（环境条件）选择不同原理、不同规格的仪器，采用不同的检测方式。

检测内容　主要包括对矿井空气、密闭火区气体、煤层气体的检测。对矿井空气的检测包括对矿井空气中的甲烷、一氧化碳、二氧化碳、氮的氧化物、硫化氢、二氧化硫、乙烯、氧气、氢气、示踪气体及其他有害气体的检测。对密闭火区气体的检测包括对火区中的一

氧化碳、氧气、二氧化碳及甲烷等气体的检测。对煤层气体的检测包括对井下抽出的甲烷的浓度的测定，以监视抽放系统的工作状态，对抽放质量和安全进行监督。

检测方式 分为就地检测和实验室检测2种。就地检测方式就是用仪器、传感器或器具在井下测量地点就地直接取样检测。实验室检测就是将在井下采集到的被测气样带到井上实验室或通过束管将被测气体抽到井上实验室，用固定的成套仪器进行的分析测定。实验室测定方式属于工业分析或实验室常规仪器分析，用于自然发火早期预报、密闭后火区管理、检查示踪气体测定漏风等。常用的测定方法有常规分析(即常量分析)法、化学分析方法和气相色谱方法。就地测定方式属于煤矿专用气体测量方式，测定时使用的是携带型仪器、固定型测量装置及环境监测系统。矿井气体测量主要指在井下进行的就地测定方式。

沿革 1815年以前，煤矿还无法对矿井气体进行检测；1815年英国发明了火焰安全灯后，即实现了对甲烷、氧气、二氧化碳等气体的定性和定量测定，但这种定量还很不准确；随着1879年瑞典研制的容积压力式甲烷检测仪、1923年美国研制的铂丝催化元件甲烷检测仪、1930年日本研制的光干涉式甲烷测定器、1954年英国研制的载体催化式甲烷检测仪、20世纪50年代欧洲研制的催化式一氧化碳检测仪等的出现，矿井气体检测已进入了一个能准确检测各种常见气体浓度的阶段；自20世纪70年代集中遥测系统的研制成功，矿井气体检测又步入了一个远距离多气体准确测定的阶段。

矿井气体检测将向多参数、连续自动检测的方向发展，而声波、超声波、激光、光学纤维等技术在矿井气体检测方面的应用研究也有待突破。在测定气体浓度方面需解决的问题有：①检测仪器的可靠性、稳定性、灵敏度及选择性不高，适应煤矿恶劣环境的能力较差；②有些气体还无法检测。

检测原理 由于不同的矿井气体的化学性质各异，因而只有根据其各自的性质特点选取不同的检测原理，才能准确测出其浓度。矿井气体检测原理主要有催化式、光干涉式、热导式以及电化学式、红外线吸收式、气敏半导体式等。

催化式 其是利用催化剂在一定工作温度下可使可燃性气体以无焰燃烧方式进行氧化反应并释放出燃烧热的机理，通过测量其热量大小来测定可燃性气体浓度。其是利用敏感元件(测量元件)和补偿元件同另2个固定阻值的电阻构成的惠斯登电桥来实现对被检测气体的氧化放热量的测定的，如图1所示。

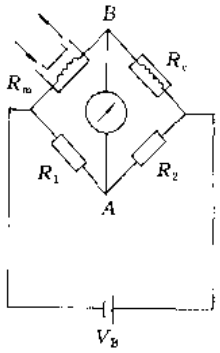


图1 惠斯登电桥示意图

R_m—敏感元件；R_c—补偿元件；

R_1、R_2—固定阻值电阻

设敏感元件R_m和补偿元件R_c在无可燃气体条件下电阻值相等，即$R_m=R_c=R$，固定电阻R_1、R_2值相等，则电桥AB两端输出电压V_{AB}为零；当可燃气体在载体催化元件(敏感元件R_m)表面催化燃烧使敏感元件电阻值增高ΔR_m时，$V_{AB}\approx\frac{\Delta R_m}{4R}\cdot V_B$；由于$\Delta R_m$与被测气体浓度$C$成正比，即$\Delta R_m=kC$，$k$为与敏感元件的材质、形状、构造及电参数有关的常数，因而$V_{AB}=k\frac{V_B}{4R}\cdot C$，故有：

$$C=\frac{1}{k}\cdot\frac{V_{AB}}{V_B}\cdot 4R$$

根据催化式原理制成的仪器(见甲烷测定器)的检测灵敏度高，受环境温度、湿度的影响较小，且只要环境中的氧气能保证可燃气体在检测元件表面充分燃烧，其测定值就不受背景气体组成的影响；但这种仪器在测定高浓度甲烷时会出现双值性现象(当甲烷浓度高于12%时，因缺氧不能使甲烷在检测元件表面充分燃烧、输出的电信号下降而出现的同一水平电信号对应2个甲烷浓度的现象)，并且工作温度高、耗电量大，寿命相应较短，另外，这种仪器还会因同硫、砷、氯、铅、硒等的化合物及有机硅分子等物质接触而中毒失去检测功能。煤矿井下主要用于检测爆炸下限以下的浓度范围的甲烷浓度。

光干涉式 其是根据由同一光源发射出来的2束光在分别经过折射率不同的被测气体和比较气体后产生的光程差与被测气体的浓度成一定的比例关系，而光程差又同干涉条纹的移动量呈对应的比例关系的原理，利用光学方法，通过测量干涉条纹的移动量来测定被测气体的浓度的。在煤矿主要用于测定空气中的甲烷浓度，并用于间接测定二氧化碳的浓度。原理图如图2所示。从光源白炽灯泡1发射的光经聚光镜2后成为

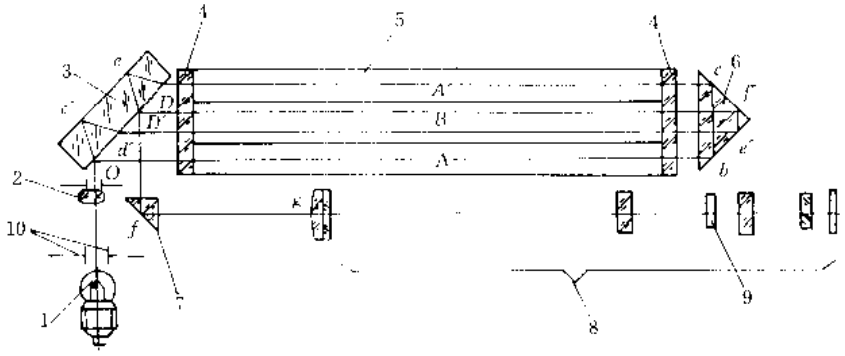


图 2 光干涉式仪器原理示意图

1—光源；2—聚光镜；3—平面镜；4 平面玻璃；5—气室（A、A'—空气室，B—气样室）；6—折光三棱镜；7 反射棱镜；8—望远镜系统；9—分划板；10 光栏

平行光束，射到平面镜 3 的 O 点后，被分解为 2 束光，一束为反射光束，经空气室 A 而到达折光三棱镜 6 的 b 和 c 点，然后折回 180°再穿过空气室 A' 到达平面镜 3 的 D、e、D' 点；另一束光则在 O 点折射并射入平面镜后在其背面 c' 反射，经 c'、d' 进入气样室 B，经折光三棱镜 6 的 e'、f' 折回 180°后再穿过气样室 B 也到达平面镜表面的 D' 点，2 束光从 D' 进入反射棱镜 7，然后转 90°在望远镜系统 8 的物镜焦平面的分划板 9 上产生白光特有的彩色干涉条纹。当气样室 B 和空气室 A、A' 同时充进空气时，2 束光的光程相等，干涉条纹在零位；如果气样室 B 中充入被测气样，则因折射率的不同即引起光程的变化，进而分划板上的干涉条纹位置发生变化。根据干涉条纹移动量的大小，即可测量出被测气体的折射率，又因折射率的变化与被测气体浓度成比例关系，所以通过对干涉条纹移动量的测量可测得被测气体浓度。干涉条纹移动的数量由下式给出：

$$S=(n_m-n_a)\frac{2L}{\lambda}\cdot\frac{X}{100}$$

式中 S 为条纹数；n_m、n_a 为被测气体、空气的折射率；λ 为光的波长，10^{-10}m；L 为气室长度，mm；X 为被测气体百分体积浓度。

根据光干涉式原理制成的检测仪器（见甲烷测定器）的测量精度较高，但受干扰气体和背景气体组成变化的影响，选择性较差，且又由于气体折射率与气体密度存在比例关系，因而仪器还受环境气压、温度等因素的影响。

热导式 其是根据不同浓度气体的热导率不同的现象，通过测量敏感元件的热电阻因气体的热传导而引起的电阻值的变化量来测定气体浓度的。敏感元件主要采用半导体热敏电阻及金属丝等制成。其是通过检测元件 R_m（敏感元件）和补偿元件 R_C 同阻值固定的电阻 R_1、R_2 构成的惠斯登电桥来实现对因被检测气体的热传导所引起的检测元件的电阻值变化量的测定的，如图 1 所示。检测元件和补偿元件是材质、几何形状及电参数一致的热敏电阻元件，分别装在可吸入被测气体的气样室和与气样室的几何参数、材质完全一样的密封以空气的空气室中。设敏感元件与补偿元件在无被测气体时的电阻值为 R，由于 R_1、R_2 电阻值相等，则此时的电桥 AB 两端的输出电压 V_{AB} 为零；当气样室中充入被测气体时，敏感元件的电阻值发生变化，变化量设为 ΔR_m，此时，$V_{AB}\approx\frac{\Delta R_m}{4R}\cdot V_B$。电阻温度系数为 α 的金属丝作为敏感元件时：

$$\Delta R_m=R_0\alpha\Delta t_m$$

当敏感元件为半导体热敏电阻器时：

$$\Delta R_m=-\frac{B}{T^2}R_0\Delta t_m$$

式中 R_0 为 0℃时的电阻值；B 为与元件材料物理特性有关的温度系数；T 为元件工作温度，K；Δt_m 为因充入被测气体后敏感元件的温度变化量。

由于仪器在设计时是使元件热损耗主要通过周围气体介质的热传导进行，对流、辐射损失可忽略不计，故有：

$$\Delta t_m=k_1(\lambda_m-\lambda_a)(t_s-t)X，即$$

$$X=\Delta t_m/k_1(\lambda_m-\lambda_a)(t_s-t)$$

式中 λ_m 为甲烷热导率；λ_a 为空气热导率；t_s 为元件表面温度，K；t 为气室壁温度，近似等于环境温度，K；k_1 为与元件材料、几何参数、电参数以及气室材料、几何参数等有关常数；X 为被测气体的浓度。

由于被测气体的浓度计算式中含有同环境温度近似相等的温度项，且气体热导率也随温度变化，所以根据热导式原理制成的检测仪器必须从电路方面加以温

度补偿。

根据热导式原理制成的仪器(见甲烷测定器)用于检测煤矿井下常量高低浓度甲烷，但由于其易受干扰气体和背景气体组成变化的影响，选择性较差，且灵敏度不高，因此往往多数用于测定爆炸上限以上的浓度范围的甲烷浓度。

电化学式　其是利用被测气体透过半透膜扩散到电解液中并在电极上发生氧化还原反应时，电极间会形成与气体浓度成比例的电流的原理，通过测量电流大小来测定气体的浓度。主要有定电位电解式(见一氧化碳检测仪)和伽伐尼电池式(见氧气检测仪)2种，分别用于测定矿井空气中一氧化碳和氧气的浓度。

红外线吸收式　其是利用气体对特定波长红外线具有吸收的效应，通过测量与气体浓度成比例的红外线的被吸收程度来测定气体浓度。主要用于测定煤矿井下空气中的一氧化碳浓度。由于由2个以上不同原子结合的气体分子对特定波长的红外线具有吸收能力，因而当气体受到与其分子固有振动及旋转波长相应波长的红外线辐射时，气体就会相应地吸收，且吸收程度符合朗伯-比尔(Lambert-Beer)定律：

$$I=I_0e^{-kLX}$$

式中 I 为透射光强度；I_0 为入射光强度；k 为吸收系数；l 为辐射穿过气样的长度；X 为气样浓度。

因而通过测量透射光强度即可求得气样的浓度。红外线气体分析仪工作原理如图3所示，从2个光源发射的两束红外光在分别经过气体滤波室过滤掉干扰波长的光后。通过测量室和比较室进入电容微音器的各一侧，由于通过比较室的光强保持不变而通过测量室的光强被气样吸收一部分，因而两束光在到达电容微音器两侧时，光的强度大的一侧的气压比光的强度低的一侧高，因此电容薄膜向低压侧移动，故通过测量

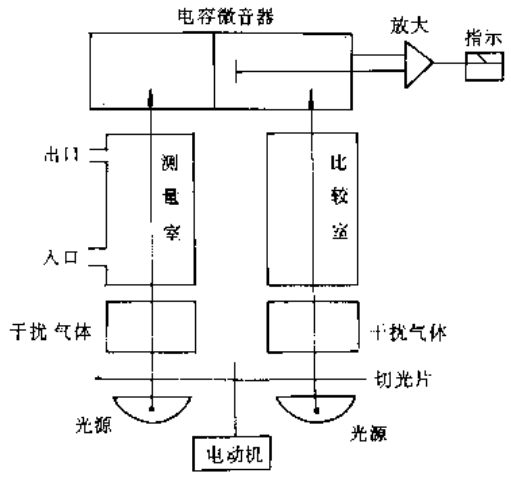


图3　红外线吸收式仪器原理示意图

因电容板距变化引起电容值变化而转换成的电信号的变化量，即可测定出气体浓度。

根据红外线吸收原理制成的气体测定仪精度高，适合于测定高、低浓度气体的浓度，选择性好，不受干扰气体和背景气体组成的影响；但结构复杂，体积大，耐振性差，不易实现本质安全型而下井，且价格昂贵。

气敏半导体式　其是利用特殊金属氧化物半导体表面吸附气体后电导率会发生变化的特性，通过测量随外界气体种类和浓度变化的电阻值的变化量来测定气体浓度的。主要用于探测矿井空气中的一氧化碳及其他火灾生成物。

根据气敏半导体式原理制成的仪器(见一氧化碳检测仪)的灵敏度高，适用于检测微量气体，使用寿命长；但由于重现性差、漂移大、互换性差、选择性不好，在进行定量测定时有困难。根据这种原理制成的仪器在煤矿中的使用范围有限。

气体检测管式　其是根据被检气体可使特定的指示剂变色的特性，通过观察或测量按一定要求通以被测气体的填充了指示剂的玻璃管的颜色变化深浅或变色区域长度来测定气体浓度。根据这一原理制成的检测器件是一种使用很简便的一次性测定器件(见气体检测管)。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

刘洪丰编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

(尹芳雄)

kuangjing rehai

矿井热害　(underground thermal pollution)

井下的致热应力因素对人体健康、生产和安全造成的危害。只发生在高温矿井中。已逐渐成为煤矿第五大自然灾害。热害有多种，其不仅威胁人体健康甚至生命，而且会降低劳动生产率，有时还会引发事故。矿井热害的防治方法有矿井非人工制冷空调和矿井人工制冷空调2种。各主要产煤国均对井下的热环境条件规定有一些界限，中国《煤矿安全规程》对井下各工作地点的风温也作了具体的上限规定。

热害种类　热害有热击、热痉挛和热衰竭3种。

热击　体温骤然升到40℃或更高，出汗停止、皮肤干燥、停止散热，病人可能休克或变得狂躁的现象。热击是最严重的热害，20%～80%是致命的，处理必须及时，要将病人撤出热环境并向其提供温水。

热痉挛 主要因失盐太多引起，其症状是感觉疲劳、头晕、一些肌肉疼痛，胃痉挛。应迅速提供盐水，最好静脉注射盐水。

热衰竭 是一种慢性病症，症状是疲劳、头痛、头晕、神智模糊，有时出汗微少。要把病人撤出热环境，直至症状消失。

对于井下中暑等热病患者，处理应谨慎，一般应令其静卧，采取吹风、溅水等降温措施，并鼓励其常饮少量水；只有在其肛温降到38.4℃以下时，方可移送井上。

热害对劳动生产率的影响 周围环境对人们的情绪及劳动效率都会产生很大的影响，但因不确定的、交互影响的因素甚多，目前尚难予以定量描述。对井下声光报警信号的反应试验表明，随着井下热应力条件的恶化，正在进行劳动的矿工对其视听范围内报警信号的反应逐渐迟缓，并最终丧失反应。井下撞岩装车的试验表明，在同感温度（t_{ET}，Effective temperature，即实效温度、有效温度）超过27℃时，装车效率随着t_{ET}的上升而呈抛物线地下降。

新入矿工人在经过一个时期的热适应训练后，能逐渐增加血液循环量，加大出汗量，提高劳动能力。

影响矿井热应力条件的主要因素 包括劳动强度、风温、风速、相对湿度、出汗量、皮肤面积、衣着状况、气压以及辐射温度等，其中风温是关键。因矿井延深围岩散热加剧、风流自压缩热（垂直温度梯度）增加，以及机械化程度的提高机电设备散热的加剧，风温最终会无法下降或降温不经济，可导致矿井无法安全、持续地进行生产。

为了评估热应力对人体的影响，70多年来已先后提出了90多种指标，主要的有风温、湿球温度、卡它度、同感温度、4h出汗量、比冷力等，由于它们一般只能涉及热应力的2～3个因素，所以均比较片面，尚有待完善。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（陈碧琬）

kuangjing reyuan

矿井热源 （heat sources in mines） 导致矿井空气温度变化的各种放热和吸热因素。放热因素称为正热源，吸热因素称为负热源。煤矿中以正热源为主。煤矿热源包括空气自身压缩和膨胀，井巷围岩，井下涌水，采落的煤、矸，井下有机物质的氧化，井下机电及照明设备，井下人员身体散热等。矿井热源是影响矿井气候条件的重要因素之一。

分类 按热源分布分为局部热源（处于井下某一地点或地区的热源。包括机电设备、热水、人体散热等）和非局部热源（在井下分布较广甚至遍布于全井的热源。包括围岩、有机物氧化等）。按温差不同分为相对热源（放热量取决于热源与空气的温差和湿度差的热源。包括围岩、热水以及运输中的矿物等）和绝对热源（放热量同与空气的温差无关，只取决于自身的产热特征的热源，包括有机物氧化、机电设备、人体散热、空气压缩等）。根据散热量同风速间关系分为第二类绝对热源（放热量与风速无关，只取决于自身的产热特征的热源。包括机电设备、人体散热等）和第二类相对热源（放热量与风速有关的热源。包括有机物氧化、围岩。

空气自身压缩放热和膨胀放热 矿井空气沿有高差的井巷向下流动时，随深度增加，空气的重力位能减少，空气的容积因压缩而减少（深井可达20%～30%），其内能、压力增加，二者皆为温度的函数。依能量守恒与转换定律，在空气与外界无热交换和忽略动能变化时，矿井空气自上向下流动消耗的重力位能全部转化为空气的焓增，即压缩产生的热为：

$$\Delta i = C_p \Delta t + r\Delta d = g \cdot \Delta Z$$

式中Δi为空气压缩产生的热量，J/kg；C_p为干空气平均定压比热，$C_p = 1005$J/（kg·K）；r为0℃时水蒸气的汽化潜热，$r = 2501$kJ/kg；g为重力加速度，$g = 9.81$m/s²；Δt为空气的温升值，℃；Δd为空气含湿量（或称比湿度）增值，$kg/kg_{干空气}$；ΔZ为井巷的高差，m，$\Delta Z = Z_1 - Z_2$，其中Z_1、Z_2分别为空气通过的巷道始末断面中心相对基准面的高度（标高）。

当$\Delta d = 0$时，风流每下行100m垂深，因压缩可使气温升高约1℃；风流上行100m垂深，因膨胀吸热可使气温下降约1℃。实际中井巷壁面常很潮湿或有淋水，所以空气的焓值变化量中，只是部分使温度发生变化，另一部分则用于含湿量的变化。据统计，进风井筒风流每下降100m的温度增值，德国学者Vo的提出约为0.8℃，日本学者天野熟三提出潮湿的立井约为0.4～0.5℃，Lambrechts提出南非金矿2400m深立井的湿球温升为0.4～0.54℃。

井巷围岩的放（吸）热 流入矿井的风流只要与井巷壁面之间存在温差，二者必将发生热交换，所以绵延于全部井巷的巷壁放（吸）热是影响矿井空气温度的主要热源之一。对于深井，高岩温是导致气温升高的主要热源，也是制约矿床开采深度的一个因素。

风流与井巷围岩间的换热量，在井巷刚一掘出的很短时间内由于壁面温度等于岩体原始温度，可直接

应用牛顿冷却定律计算：

$$Q_R=\alpha\ (t_f-t_a)\ F$$

式中 Q_R 为围岩的放（$t_f>t_a$）或吸（$t_f<t_a$）热量，kW；t_f 为巷壁面温度，℃；t_a 为气温，℃；F 为散热面积，m^2；α 为对流换热系数，kW/（m^2·℃）。

随通风时间的增长，由于壁温取决于巷道调热圈的非稳定温度场，风流与围岩的换热量计算变得极其复杂，必须先求解在有对流换热（第三类）边界条件下的壁面温度。20 世纪 50 年代后按采用的边界条件和求解的方法不同大致可分为只有对流换热边界条件下的解析法求解和有热、湿交换的边界条件下的数值近似计算法求解 2 个阶段。

只有对流换热边界条件下的解析法求解　1952～1959 年间天野、平松等，1959～1966 年间 Щербань、Jaeger、Voββ、Starfiald 等在简化假设条件下（巷道断面是圆形的、围岩性质为均质、各向同性、无内热源、只在巷道半径方向存在温度梯度）建立了无内热源一维非稳定导热偏微分方程：

$$\frac{\partial t}{\partial \tau}=a\left(\frac{\partial^2 t}{\partial r^2}+\frac{1}{r}\frac{\partial t}{\partial r}\right)$$

$$\tau=0,\ t=t_0$$

$$\tau>0,\ r\to\infty,\ t=t_0$$

边界条件为只有对流换热（第三类）：

$$r=r_0,\ \lambda\left(\frac{\partial t}{\partial r}\right)_{r=r_0}=\alpha\ (t_f-t_a)$$

式中 a 为岩石的导温系数（热扩散率），m^2/s；λ 为岩石的导热系数 W/（m·℃）；t、t_0、t_f 为围岩温度、原始岩温和井巷壁面温度，℃、℃、℃；r 为围岩内距巷道中心的法线距离，m；r_0 为巷道半径，m；τ 为巷道通风时间，s；α 为对流换热系数，W/（m^2·℃）；t_a 为气温，℃。可令 t_a 等于年平均气温 t_{a0}，而后用季节变化修正，也可用谐波变化表示，$t_a=t_{a0}-A\sin\omega t+B\cos\omega t$。

用解析方法求解这一偏微分方程组，在得到壁面（$r=r_0$）无因次温度表达式后求得的全干壁温下围岩单位面积单位时间内的放（吸）热量表达式为：

$$q_R=\alpha\ (t_{f\cdot d}-t_a)=(t_0-t_f)\frac{\lambda}{r_0}f\ (B_i,\ F_0)$$

式中 $f\ (B_i,\ F_0)$ 是对包括第一、二类零阶和一阶贝氏函数和 B_i、F_0 二准则的复杂函数在精度允许下简化的准则方程，平松等令 $\eta=f\ (B_i,\ F_0)$、König 令 $K=f\ (B_i,\ F_0)$、称为时效系数。Щербань 令 $K_{ut}=f\ (B_i,\ F_0)$、称不稳定换热准数（基尔比切夫准则）；$B_i=\frac{\alpha r_0}{\lambda}$、为毕渥准则；$F_0=\frac{a\tau}{r_0^2}$、为傅立叶准则；$t_0$、$t_a$、$t_{f\cdot d}$ 为原始岩温、气温、干燥巷道壁面温度，℃、℃、℃；λ 为岩石导热系数，W/（m·℃）；r_0 为巷道当量半径，m。

干燥巷道围岩的放（吸）热量计算式为：

平松：　$Q_R=\eta\frac{\lambda}{r_0}(t_0-t_a)\ F$

Щербань：　$Q_R=K_\tau\ (t_0-t_a)\ F$

$$K_\tau=K_{ut}\frac{\lambda}{r_0}$$

式中 Q_R 为干燥巷道壁面的放（吸）热量，kW；F 为围岩散热面积，m^2；K_τ 为巷道与围岩间的不稳定换热系数，表示原岩温 t_0 与气温 t_a 相差 1℃时，巷道周边每平方米在单位时间内传给风流（$t_0>t_a$）或从风流获得（$t_0<t_a$）的热量，kW/（m^2·℃）；r_0 为巷道当量半径，m；λ 为岩石的导热系数，W/（m·℃）。

有热、湿交换边界条件下的数值近似计算法求解　20 世纪 70～80 年代国内外学者采用有限差分法对巷道全湿和局部潮湿有热、湿交换的边界条件下的不稳定导热问题进行了求解。求解的数学模型为：

$$\frac{\partial t}{\partial \tau}=a\left(\frac{\partial^2 t}{\partial r^2}+\frac{1}{r}\frac{\partial t}{\partial r}\right)$$

$$\tau=0,\ t=t_0$$

$$\tau>0,\ r\to\infty,\ t=t_0$$

边界条件为：

全湿巷道：

$$\tau>0,\ r=r_0,$$

$$\lambda\left(\frac{\partial t}{\partial r}\right)_{r=r_0}=\alpha\ (t_{f\cdot w}-t_a)+L_v\beta\ (\rho_{f\cdot w}-\rho_a)$$

局部潮湿巷道：

$$r=r_0,\ \lambda\left(\frac{\partial t}{\partial r}\right)_{r=r_0}=\alpha\ (t_f-t_a)+\psi L_v\beta\ (\rho_f-\rho_a)$$

式中 $t_{f\cdot w}$ 为全湿巷壁温度，℃；L_v 为对应于 $t_{f\cdot w}$ 下的水蒸发潜热，kJ/kg；β 为对流质交换系数，m/s；$\rho_{f\cdot w}$ 为湿巷壁水蒸气质量浓度，即水蒸气密度，kg/m^3；ρ_a 为空气中水蒸气质量浓度，kg/m^3；ψ 表示巷道潮湿程度的一个指标，当全干壁面，$\psi=0$，$t_f=t_{f\cdot d}$，全湿壁面 $\psi=1$，$t_f=t_{f\cdot w}$；t、t_0、$t_{f\cdot d}$、t_f 为围岩温度、原始岩温、干燥巷道壁面温度、井巷壁面温度，℃、℃、℃、℃；r 为围岩内距巷道中心的法线距离，m；r_0 为巷道半径，m；τ 为巷道通风时间，s；α 为对流换热系数，W/（m^2·℃）。

用有限差分法求解所得全湿和局部潮湿巷道壁面的放热量计算式为：

全湿：$Q_R=\alpha\left\{(t_{f\cdot w}-t_a)+\frac{L_v}{C_p}(d_{f\cdot w}-d)\right\}F$

局部湿：$Q_R=\alpha\left\{(t_f-t_a)+\frac{L_v}{C_p}(d_f-d)\right\}F$

式中 Q_R 为全湿或局部潮湿巷道壁面的放热量，kW；α

为对流换热系数，W/（m²·℃）；$t_{f\cdot w}$、t_a、t_f 为全湿巷道壁面温度、空气温度、井巷壁面温度，℃、℃、℃；$d_{t_{f\cdot w}}$、d_{t_f}、d 对应于 $t_{f\cdot w}$、t_f、t_a 的巷道空气含湿量，kg/kg 干空气、kg/kg 干空气、kg/kg 干空气；L_w 为对应于 $t_{f\cdot w}$ 下的水蒸发潜热，kJ/kg；C_p 为水蒸气的定压比热，kJ/（kg·K）；F 为围岩散热面积，m²。

井下涌水放（吸）热 当井下有涌水时，巷道内用管路或水沟（封盖或敞开）引排的放（吸）热不同。

管路引排 通过管壁放（吸）热量为：

$$Q_{ps}=2\pi r_p\alpha_p S\ (t_{ps}-t_a)$$

式中 Q_{ps} 为管壁放（吸）热量，kW；t_a 为计算区段内平均气温，℃；r_p、t_{ps} 为管外半径和管外表面平均温度，m、℃；S 为计算区段管长，m；α_p 为管外表面与风流间对流换热系数，kW/（m²·℃），$\alpha_p=\dfrac{0.037\lambda_a Re^{3.8}P_r^{\frac{1}{3}}}{2r_p}$；$P_r$、$Re$、$\lambda_a$ 为普郎特准数、雷诺准数和空气的导热系数，按管外表面与空气温度的平均数取值。

水沟引排 有盖时，通过盖面传热（包括导热、对流）；无盖时，风流掠过水面发生热、质交换。其换热量为：

有盖 $Q_{D\cdot c}=K\ (t_w-t_a)\ F_1$

无盖 $Q_D=\alpha\left\{(t_w-t_a)+\dfrac{L'_r\ (d_{t_w}-d)}{C_p}\right\}F_2$

式中 $Q_{D\cdot c}$ 为有盖时的传热量，kW；K 为传热系数，$K=\dfrac{1}{\dfrac{1}{\alpha_1}+\dfrac{\delta}{\lambda}+\dfrac{1}{\alpha_2}}$，kW/（m²·℃）；$\alpha_1$、$\alpha_2$ 为沟内水对盖内面和盖外面与风流间的对流换热系数，kW/（m²·℃）、kW/（m²·℃）；δ、λ 为水沟盖厚度和盖板导热系数，m、kW/（m·℃）；t_w、t_a 为计算区段沟内水和巷道中空气平均温度，℃、℃；F_1 为盖板面积，$F_1=b\cdot S$，m²；b 为盖板宽度，m；S 为长度，m；Q_D 为无盖时的传热量，kW；L'_r 为对应 t_w 时的水蒸发潜热，kJ/kg；d_{t_w}、d 为对应于 t_w、t_a 的巷道空气含湿量，kg/kg 干空气、kg/kg 干空气；C_p 为水蒸气的定压比热，kJ/（kg·K）；α 为对流换热系数，W/（m²·℃）；F_2 为无盖水沟的水面面积，m²。

煤炭、矸石在运输中放热 该热源以输送机运输过程中和在采面进风运输平巷中的散热量最大，当平巷通风量较小时，可使深井采面进风温度明显升高，其放热量计算式为：

$$Q=m\cdot c\cdot\Delta t$$

式中 Q 为煤炭、矸石在运输过程中放出的热量，kW；m 为煤炭或矸石运输量，kg/s；c 为所运矿物的比热，kJ/（kg·℃）；Δt 为运输起、终点所运矿物被冷却出现的温差，℃。

Δt 的大小取决于巷道内风流温度、湿度、原始岩温及运输矿物的潮湿程度、运输长度、运输速度、风速、输送机上矿物堆积体的尺寸和巷道尺寸等诸多因素。德国学者提出：

$$\Delta t=0.0024L^{0.8}\ (t_c-t_{sw})$$

Стукалов В. А. 等提出：

$$\Delta t=\ (1-\theta_k)\ (t_{CH}-t_a)$$

式中 L 为运输距离，m；t_c 为运输起点所运矿物的平均温度，℃；t_{sw} 为运输巷道计算区段内空气平均湿球温度，℃；t_{CH} 为运输起点所运矿物温度，℃；t_a 为巷道内平均气温，℃；θ_k 为 1 台运输机末端矿物无因次平均温度。$\theta_k=f\ (\alpha_c、R_c、a_c、\lambda_c、\tau、\Delta p\cdots\cdots)$；$\alpha_c$ 为所运矿物满载表面对风流的对流换热系数，kW/（m²·℃）；R_c 为运输设备上矿物堆积体的当量半径，m；a_c、λ_c 分别为所运矿物的导温系数和导热系数；τ 为矿物在运输机上的冷却时间，s；Δp 为矿物与空气中水蒸气压差，Pa。

井下有机物质氧化放热 井下暴露于空气中的煤壁，沉落在巷道四周的煤尘、坑木、洒落的油质等有机物质与空气中的氧化合放出的热量，依质扩散原理得：

$$Q_0=q_0\cdot w^{0.8}\cdot U\cdot L$$

式中 Q_0 为氧化散热量，kW；w 为巷道平均风速，m/s；U、L 为巷道断面周长和长度，m、m；q_0 为当量氧化散热系数，指巷道风速 $w=1$m/s 条件下把分布于巷道各地氧化物质氧化放热量折算到巷道周壁单位面积、单位时间的氧化散热量，kW/m²，Воропаев 提出 $q_0\approx3.6\times10^{-3}\sim5.0\times10^{-3}$kW/m²。

机电设备放热 井下以电动机拖动的机械设备运转时，所消耗的电能除去提高物质的位能（有用功）之外均可转换为热能，导致风流焓增。

采掘机械放热 从馈电线路上接受的电能几乎全部转换为热能传给风流，其散热量计算式为：

$$Q_m=KN_e/\eta_e$$

式中 Q_m 为采掘机械放热量，kW；N_e 为设备装机额定功率，kW；η_e 为电机效率；K 为容量利用系数，$K=K_1\cdot K_2\cdot K_3$，K_1 为同时使用系数，为使用的安装功率与总安装功率之比；K_2 为平均负荷系数，为小时平均实耗功率与安装功率之比；K_3 为安装系数，为使用时实耗最大功率与额定功率之比。

提升运输设备放热 井下使用的电动拖动提升运输常用机电设备有绞车、输送机（带式、刮板）和电机车（架线、蓄电池）等，其放出的热量各不相同。

绞车放热 下放时放热量 $Q_h=KN_e/\eta_e$

提升时放热量 $Q_h=K\ (1-\eta_M)\ N_e/\eta_e$

式中 Q_h 为绞车放热量，kW；N_e 为所配电动机额定功

率，kW；η_M 为机械效率；K 为设备的时间利用系数；η_e 为电机效率。

输送机放热　散热问题很复杂，至今尚无令人满意的计算式。Стуколов В. А. 在 1970 年提出的输送机放热量计算式为：

带式输送机：$Q_c=13.61\times10^{-3}Lv\times$

$$\times\left[\frac{W'}{\eta_e}(g+2g_b+g'_p+g''_p)\cos\psi\pm(\frac{1}{\eta_e}-1)g\sin\psi\right]$$

刮板输送机：$Q_c=13.61\times10^{-3}Lv\times$

$$\times\left[\frac{W'}{\eta_e}(gW''+2g_nf)\cos\psi\pm(\frac{1}{\eta_e}-1)g\sin\psi\right]$$

式中 Q_c 为输送机放热量，kW；L、v 为输送机长度和运行速度，m、m/s；W' 为带式输送机托滚的运行阻力系数，固定式滚动轴承托滚 $W'=0.02\sim0.03$，半固定式为 0.03～0.04，敷设条件恶劣时 W' 可达 0.08～0.12；g 为输送机每米长装载物的质量，kg；g_b 为每米输送带自身质量，kg；g'_p、g''_p 带式输送机重载与空载侧托滚质量，kg、kg；ψ 为巷道倾角，°；W''为载荷沿刮板输送机运动的阻力系数，$W''=0.12\sim0.55$；g_n 为每米刮板质量，kg；f 为刮板运行阻力系数，带导架的 $f=0.35\sim0.4$（单链），0.25～0.35（双链）；η_e 为电机效率。

输送机布置在上山时，式中取“－”号，布置在下山时取“＋”号。

电机车放热　运行的轨道巷道坡度极小，所做有用功很小，所以电机车所耗电能都以热的形式散发，只是对蓄电池电机车尚需计入蓄电池化学反应发热的附加值：

$$Q_T=KN_e/\eta_e$$

式中 Q_T 为电机车放热量，kW；K 为蓄电池化学反应发热修正值，$K=1.5$；N_e 为装机额定功率，kW；η_e 为电机效率。

变压器放热　工作时铜损和铁损造成的电能损耗将换成热放散出去，放热量计算式为：

$$Q_p=(N_0+\beta N_k)$$

式中 Q_p 为变压器的放热量，kW；N_0 为空载损耗，即铁损损耗，kW；N_k 为负载损耗，即铜损损耗，kW；β 为负载率。

通风机放热　矿用通风机是不间断连续运行的，所配电动机的电耗全部转换为热能传给风流，放热量计算式为：

$$Q_f=10^{-3}h_f\cdot V_f/\eta$$

式中 Q_f 为通风机放热量，kW；h_f、V_f 为通风机工作风压和风量，Pa、m^3/s；η 为包括风机效率和电机输电、变电、传动等的总效率，风机与电动机直接传动时取 0.6、间接传动时取 0.5，井下局部通风机只包括风机和电机效率。

人体散热　井下工作人员为了维持体内的热平衡，将以对流、辐射和汗液蒸发的形式向风流散热，其放热量的计算式为：

$$Q_r=q_r\cdot n$$

式中 Q_r 为全体人员的散热量，kW；q_r 为按重体力劳动平均每人的散热量，$q_r=0.4$kW；n 为工作地点同时最多工作人数，人。

参考书目

[苏] A. H. 舍尔巴尼等著，黄翰文译，《矿井降温指南》，煤炭工业出版社，1982。

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

[日] 平雄良雄著，刘运洪等译，《通风学》，冶金工业出版社，1981。

（张素芬）

kuangjing rengong zhileng kongtiao

矿井人工制冷空调　(artificial air conditioning and refrigeration in mines)　借助于机械手段制冷，并将所制备出来的冷量输到井下用冷地点，以降低风流的温度，使矿工在进行正常持续的生产活动中不会受热害的影响的技术措施。又称矿井制冷。常用于利用非人工制冷手段无法使井下作业地点的温度降低到规定值以下的热害较严重的矿井。中国《煤矿安全规程》对采取人工制冷空调的条件作了具体的规定。中国目前采取人工制冷空调的矿井有平顶山矿务局 8 矿和新汶矿务局孙村煤矿。矿井人工制冷空调由制冷、排热、输冷和传冷等 4 部分组成。

制冷　有蒸气喷射式制冷、吸收式制冷和蒸气压缩式制冷 3 种方式，矿井多采用蒸气压缩式制冷方式。蒸气压缩式制冷是利用制冷剂在压缩机、冷凝器、膨胀阀和蒸发器等设备中经历压缩、放热、节流和吸热（蒸发）4 个过程来实现的。不同的制冷系统的制冷效果不同。

排热　将制冷剂在被压缩过程中产生的热量及从被冷却物质中吸收的热量排除的过程。通过冷凝器来完成，通常冷凝器需排除的热量为制冷机制冷量的 130%，有水冷和风冷 2 种方式。当制冷站设在井下时，多采用水冷方式，即由循环的冷却水将冷凝器的热量带走；升温后的冷却水在专门的冷却塔或喷淋硐室同风流进行热量交换，降温后重复使用；由于井下的水量和风量有限、水质难以保证、水温和风温较高，冷凝器需排除的热量往往难以充分排除，制冷效果难以保证。

当制冷站设于地面或采取井上下联合布设的方式时，水冷与风冷方式均可采用；采用风冷方式时，冷凝器热直接由地面空气带走，采用水冷方式时，由于采用循环供水的闭式方式时循环水能同空气进行充分的热交换，且还可采用水不再重复使用的开式供水方式，可将冷凝器热充分排除。

输冷 利用载冷剂将制冷机组所制冷量输送到井下工作地点用以降低气温的过程。通过管网实现。输冷管网要进行隔热和强度处理，通常是在里层裹一层隔热材料，在最外裹一层机械强度较大的保护层。以降低输送管网的冷量损失和防止被外力损伤。

传冷 利用空气冷却器将载冷剂所输送的冷量传递给井下工作地点进风风流的过程。空气冷却器的最佳设置位置是采掘工作面上；目前大多数是将空气冷却器设置于距需降温的采掘工作面前不远的巷道里，也有设在采区入口、甚至地面井口的。

趋势 ①继续完善现有的各部件；②准确地监测各关键点的工况及需冷地点的气候条件；③及时调控供水量和水压，使整个系统在最佳状态下协调地、经济地运行。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

清华大学等编，《空气调节》，中国建筑工业出版社，1982。

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

（陈碧琉）

kuangjing tongfeng

矿井通风 （mine ventilation） 向矿井连续输送新鲜空气，供人员呼吸，稀释并排出有害气体和浮尘，改善井下气候条件的作业。矿井通风是创造矿井正常生产环境和安全条件的基础。

合理地进行矿井通风是预防瓦斯、粉尘、火灾事故及治理热害、创造适宜人们劳动的气候环境条件，实现安全生产的基本手段。在发生灾害事故时，通风技术又是控制、缩小、扑灭灾害必不可少的手段。实现矿井通风的动力有自然风压和通风机械所产生的风压2种。根据实现通风的动力不同，矿井通风有自然通风和机械通风2种形式；目前，中国的生产矿井中机械通风已完全取代了自然通风。矿井通风的理论基础是流体静力学、流体动力学、拓扑学、空气动力学、热工学等学科，其实验研究手段是室内模拟试验和现场观测。矿井通风理论与应用技术的发展已形成了矿井通风学学科。

研究内容 分基本理论和实际应用2方面。主要包括：①矿井空气成分、物理性质及其状态参数，有害气体的危害性及其安全浓度要求；②矿井风流流动特性、矿井风流能量及其变化、能量方程及其应用；③矿井通风阻力特性、类型及其测量；④矿井通风动力的种类、主要通风机的类型及其特性、通风机的联合工作；⑤矿井通风网络中风流流动的基本规律、风量分配与调节、矿井通风网络解算；⑥矿井通风设计及生产矿井通风系统技术改造；⑦矿井通风设施；⑧掘进通风；⑨矿井通风管理与通风参数测量；⑩矿内热环境及矿井空气调节。

通风管理部门的任务 矿井通风管理部门是搞好矿井通风的职能机构，其日常管理工作包括：①根据矿井的地质、开采和安全条件，编制并贯彻保证安全生产的矿井通风、防治瓦斯、防火、防尘和降温等工作的长远规划、年度计划、月计划和班计划，参与"矿井灾害预防和处理计划"的编制、落实；②确定与管理矿井通风系统。随着工作面的推进和迁移及时调整通风系统和风量分配；③掘进通风管理。包括掘进通风设计、局部通风机及风筒的安装与管理、贯彻实施掘进工作面安全技术装备系列化；④风门、风墙、风桥等通风设施的安设与管理及火区的管理；⑤组织测定通风阻力、主要通风机性能、风量分布，进行矿井反风试验和矿井瓦斯等级鉴定。编制排放瓦斯和处理局部瓦斯积聚、防止煤与瓦斯突出、预防煤炭自燃和外因火灾、防止煤尘爆炸和尘肺病、火区启封等安全技术措施；⑥进行通风、安全方面的图纸、技术数据、技术总结等技术文件、资料的编制与管理；⑦通风安全仪表管理；⑧推广新技术和先进经验，开展科学研究，提高矿井通风安全技术水平。

发展简史 矿井通风的发展史是一个由自然通风向机械通风过渡的历史。对矿井通风理论和应用技术的研究始于17世纪。中国明代宋应星1634年著的《天工开物》中就已有了将竹筒插入煤堆中、利用自然风压将有害气体引出地面、实现矿井自然通风的记载（见图1）。1764年法国采矿工程师Jars发表了关于矿井自然通风的理论；1770年英国学者Atkinson研究出了压降与风量的关系；1876年法国的Murgue提出了"等积孔"的概念；1890年雷诺研究了风流流态，提出了用雷诺数大小判定流态的概念；1933年尼古拉兹通过实验得出了流体的沿程摩擦阻力系数λ的变化规律；1931年H. Czeczott提出了通风网络几何计算法，1938年S. Weeks提出了通风网络的图解法，1950年荷兰W. Maas提出了电模拟法解算通风网络法，1951年英国Scott-Hinsley提出了通风网络解析法。

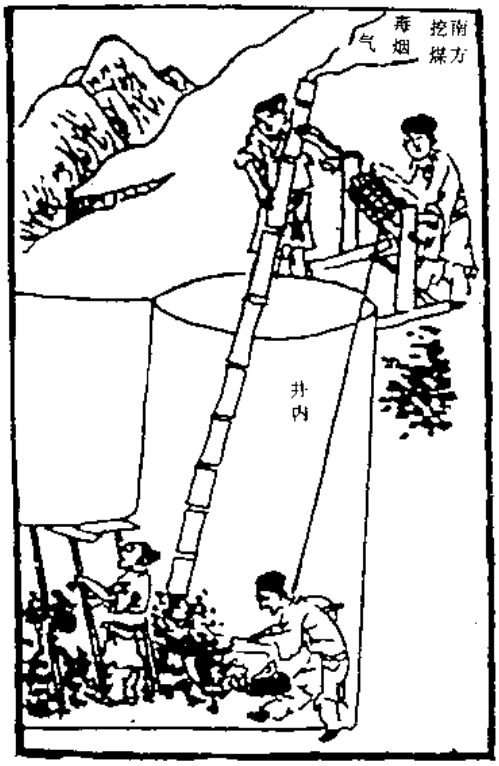


图1 中国明朝（1368—1644）南方地下采煤时用竹筒排放瓦斯、实现自然通风示意图

为了加强通风效果的检测，Askania、Göttingen、Chattock、Hill、Pitot、Poole、Leadbeater、铃木俊夫、今上一成等学者研制出了压差计、皮托管、卡它计及风表等测量仪表。通风动力的研究和应用，在17世纪就已有目的的进行，1650年采用了回风路线上设置火筐利用热力进行矿井自然通风的技术措施；19世纪初英国各煤矿用以水蒸气或压缩空气作动力的喷射器进行矿井通风；1807年风量为200m³/min的兽力活塞式空气泵和1898年初型的电力轴流式通风机相继投入使用；20世纪40年代1500kW轴流式和3000kW离心式大型通风机已开始使用。国内外的专家学者编著了《矿山通风学》（苏联）、《矿井通风与空气调节》（美国）、《矿井通风学》（波兰）、《通风学》（日本）、《矿井通风阻力测量》（中国）、《独头巷道爆破后的通风》（中国）等著作。1959年北京矿业学院组织编写了中华人民共和国成立后的第一本矿井通风方面的理论著作《矿山通风与安全》。目前，中国的国有煤矿均实现了机械通风；在通风系统布置方面大多实施了分区通风；在安全检测和质量管理方面基本实现了矿井通风质量标准化管理。70年代，电子技术和计算机技术推动了矿井通风设计、通风系统优化和监测工作，编制了矿井通风网络解算、主要通风机选型优化和风量优化调节等多种软件，一些新型的、功能齐全的和智能化的通风仪表已应用于日常的通风检测工作，新开发的环境监测系统已广泛应用于矿井，一些新型、高效、大功率通风机亦在逐渐替代陈旧产品。

发展趋势 ①在进一步深入研究井下风流稳态流动的同时，将更注意运用多学科理论和方法、多种技术手段进行非稳态流动理论及采空区渗流理论等方面的研究，为研究灾变时期风流流动特性和风流适时控制、控制采空区漏风、防止自然发火、寻找隐蔽火源、减少采空区瓦斯涌出和提高瓦斯抽放效果等提供理论依据；②新型自动化通风参数测试仪表的研制将广泛开展，微电子控制技术和微型计算机管理技术亦将进一步得到推广应用；③通风装备将向大型化、高效率和自动控制的方面发展；④深、热矿井的通风理论和改善其环境条件的技术措施的研究将更加深入。

参考书目

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（日）平松良雄著、刘运洪等译，《通风学》，冶金工业出版社，1981。

Скочинский А. А.，《Рудничная Вентиляция》，Москва，Углетехиздат，1959.

Hartman H. L.，《Mine Ventilation and Air Conditioning》2nd Ed，New York，1982.

（姚尔义 方裕璋）

kuangjing tongfeng celiang

矿井通风测量 （measurement of mine ventilation） 测定矿井通风参数的工作。矿井通风测量是矿井通风管理部门的基础工作，是通风资料的来源和改善矿井通风的依据。矿井通风测量的内容包括矿内空气成分，有毒有害气体浓度、含尘量与气候条件（见矿内空气、矿井气候条件、煤矿粉尘检测），矿井风速、风量、漏风量，井巷通风阻力，矿井主要通风机的性能，自然风压，局部通风机性能及风筒性能（见风筒）等参数的测定。矿井通风测量要随矿井生产的不断变化经常进行，是矿井通风部门的经常性工作。中国《煤矿安全规程》对矿井通风测量的内容、地点等均作了明确规定。

矿井风量测定、通风阻力测定、通风机性能测定（见矿井风量测定、矿井通风阻力测定、通风机性能测定）是矿井通风测量的主要内容，测定的步骤分为根据测定目的确定测定方法和选用合适仪表、进行人员分

工及现场实际测定、测定资料的整理与分析等几步。测定方法的确定和仪表是否合适是测定成败的基础，现场实际测定是否严格、认真是保证测定结果准确的关键，资料整理是否准确无误、分析是否符合实际是保证实现测定目的的重要环节。

矿井通风测量结果均填入报表并报告上级。通风报表有日报、旬报和月报以及专题总结报告。

矿井通风测量分人工测定和仪器设备自动测定2种，中国煤矿多为人工测定。随着科学技术的发展，矿井通风测量将向自动化、连续监测方向发展。

参考书目

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

张国枢编著，《矿井实用通风技术》，煤炭工业出版社，1993。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（寓奎聚）

kuangjing tongfeng fangshi

矿井通风方式 (mine ventilation pattern)

见开采卷。

kuangjing tongfeng sheji

矿井通风设计 (the design of mine ventilation) 在进行矿井开拓、开采设计的同时，依据矿井的自然条件及生产技术条件，确定矿井通风系统、供风量、通风阻力和矿井主要通风设备的工作。

矿井通风设计是矿井设计的重要组成部分，它不仅关系着矿井的建设速度、投产时间和基建投资，而且对投产后的安全性能和经济效益也有着直接影响。新建矿井在进行开拓、开采设计的同时进行通风设计；生产矿井随着开采规模的扩大、产量的增加，以及其它条件的变化，需要进行通风改建设计。对于小型矿井，一般只作一次通风设计；而对于服务年限长的大型矿井，则一般进行分期设计。通风设计必须遵照当时的技术政策和法规，选择的通风系统应满足安全可靠、抗灾力强、经济性好的要求。

新建矿井的通风设计 在设计部门提交矿井设计报告时，同时提交通风设计。

设计依据 包括自然条件和生产技术条件2类。自然条件包括矿井瓦斯等级、各煤层瓦斯含量及涌出量、煤尘爆炸性、煤层自燃倾向性及地温等。生产技术条件包括矿井设计生产能力及服务年限、矿井开拓方式、井口标高、采区布置及采掘工作面数目、各水平采区产量分配和接替情况、井巷参数（长度、形状、断面）和支护形式、邻近生产矿井的通风资料等。

设计内容及步骤

(1)提出矿井通风系统布置方案，进行技术经济比较，选择最佳通风系统（见*矿井通风系统选择*），并绘制通风系统图和通风网络图。

(2) 矿井总风量计算和分配。根据《煤矿安全规程》规定，按采煤、掘进、硐室及其它地点实际需要风量进行计算（见*矿井供风标准*），并分配到各用风地点。分配后要验算各井巷的风速是否在允许范围内。

(3)矿井通风总阻力计算。矿井通风总阻力是自入风井口至出风井口的风流通路的各分段通风阻力之和。由于用风地点分布在矿井不同地区，自入风井口至出风井口会有多条并联风流通路，应选择通风阻力最大的通路（即矿井最大通风阻力路线）作为矿井通风总阻力。在矿井服务年限内，矿井的最大阻力路线及其阻力值是变化的，刚投入生产的矿井，开采规模小，最大阻力路线流程短，总阻力小，主要通风机需要功率小，是通风容易时期；反之，随开采时间的推移，矿井延至深部或边界，最大阻力路线加长，矿井通风总阻力加大，主要通风机所需功率增加，是通风困难时期。设计时要分别计算主要通风机服务年限内容易时期和困难时期的通风总阻力。对于服务年限在20年左右的小型矿井，因其不超过主要通风机的使用寿命，以矿井服务年限内的容易、困难时期为依据计算最大阻力路线的通风总阻力；对于大、中型矿井，因其服务年限超过主要通风机的使用寿命，应计算主要通风机服务年限内的容易和困难时期的通风总阻力。

(4)选择主要通风设备。根据矿井通风容易和困难时期的总风量和总阻力值，选定矿井主要通风机和电动机的类型、型号及运转参数。对于多风井通风系统，应按不同风井分别计算和选择通风设备（见*主要通风机的选型*）。

(5)计算矿井通风费用。矿井通风费用包括通风设备、器材、仪表等折旧费，设备（施）建筑、维修费，工资支出及通风电费。

改扩建矿井的通风设计 生产矿井由于生产任务的增加、开采范围的扩大、瓦斯地温变化或井田范围的变更，原有的通风设计有可能不适应新的要求，这就要求重新进行通风设计。此时的通风设计和新建矿井的通风设计在设计内容、步骤和方法等方面基本相同，但要复杂些。设计时必须对矿井生产与通风的原有状况作全面深入的调查研究，明确改扩建后矿井安全生产对通风的要求，查明现有通风能力存在的问题。要合理地利用现有通风井巷及设备，加以适当调整、改造，使它们与新建的通风井巷和新选用的通风设备协调起来。新区通风设计必须紧密联系老区生产的发展情况，

不仅要保证新区施工和投产过程中的安全生产，而且要保证老区在这一过程中的安全生产。设计过程中的有关参数（瓦斯涌出量、气温、漏风量、风阻或摩擦阻力系数等）可参考、选用老区中实测值，以使设计更符合于实际。

随着电子计算机的发展与普及，中国煤矿已逐步采用计算机进行矿井通风设计，其能精确快速地求得全矿各井巷的风量分配、通风阻力和进行周密、准确的风量调节，求出最优调节方案；能快速优选主要通风机；并能自动绘制通风系统图和通风网络图；优化矿井的通风系统。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业大学出版社，1986。

（赵以蕙）

kuangjing tongfengtu

矿井通风图 （mine ventilation diagram）

表示矿井通风系统和通风状态的图形。它包括通风系统图、通风系统立体示意图、通风网络图、通风压力分布图、通风压能图等。矿井通风图是煤矿生产管理中必备的图纸，是分析和改进矿井通风系统和处理煤矿中重大灾害事故的基础资料。矿井通风图根据生产情况及其变化绘制和修改，矿井通风图的绘制与管理是矿井通风管理部门的主要任务之一。中国《煤矿安全规程》对矿井通风图的绘制和管理作了明确规定。矿井通风图可以人工绘制，也可由计算机绘制。

通风系统图 表示矿井通风网络、通风设备设施、风流方向和风量等参数的图形。包括矿井通风系统图和采区通风系统图。通风系统图是在开拓系统图或采掘工程进度图的基础上绘制的，其有平面图和立面图2种，开采倾斜、缓倾斜煤层的矿井，一般绘制通风系统平面图；开采急倾斜煤层的矿井，常绘制通风系统立面图，开采单一煤层的矿井，通风系统图是在开拓平面图上加注风向等内容绘制而成的，多煤层、多水平开采的矿井，通风系统图多用示意图表示，有意把各煤层的采区或工作面位置错开，并用不同的线条或颜色表示，使图面更清晰地表示风流关系。通风系统图上标注井巷名称、风流路线、风向、通风构筑物、掘进工作面及局部通风机位置、火区位置及其范围、防尘和隔爆设施的位置和种类、通风参数（风量、风速、面积）等。图1为一矿井通风系统图。

通风系统立体示意图 反映通风系统图中各井

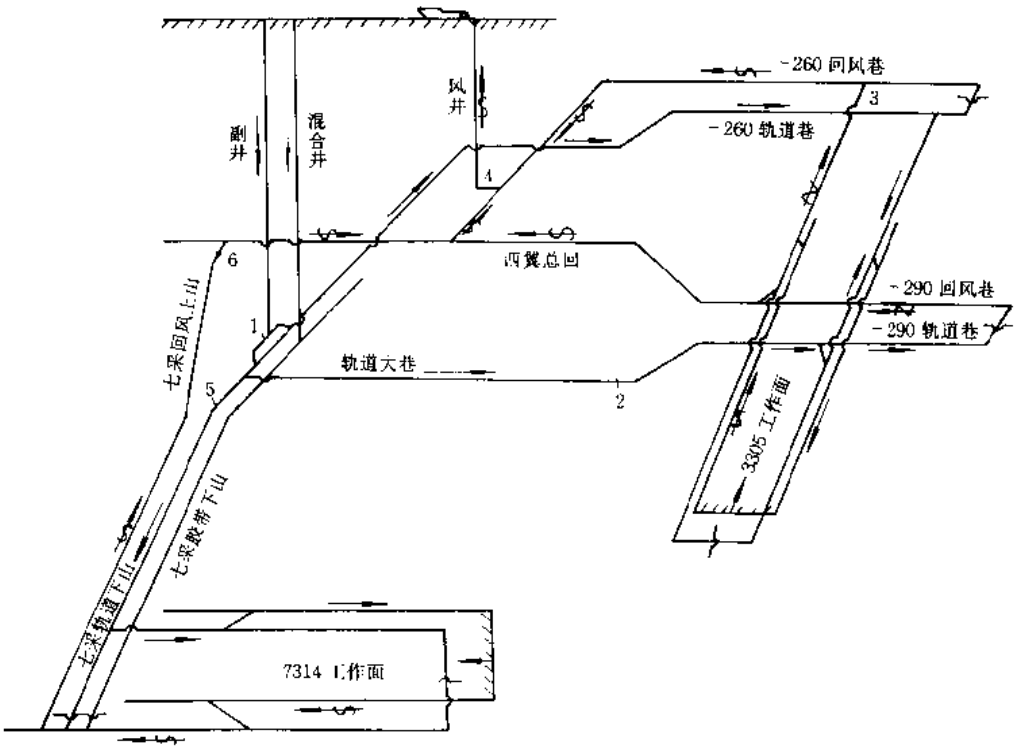


图1 矿井通风系统图

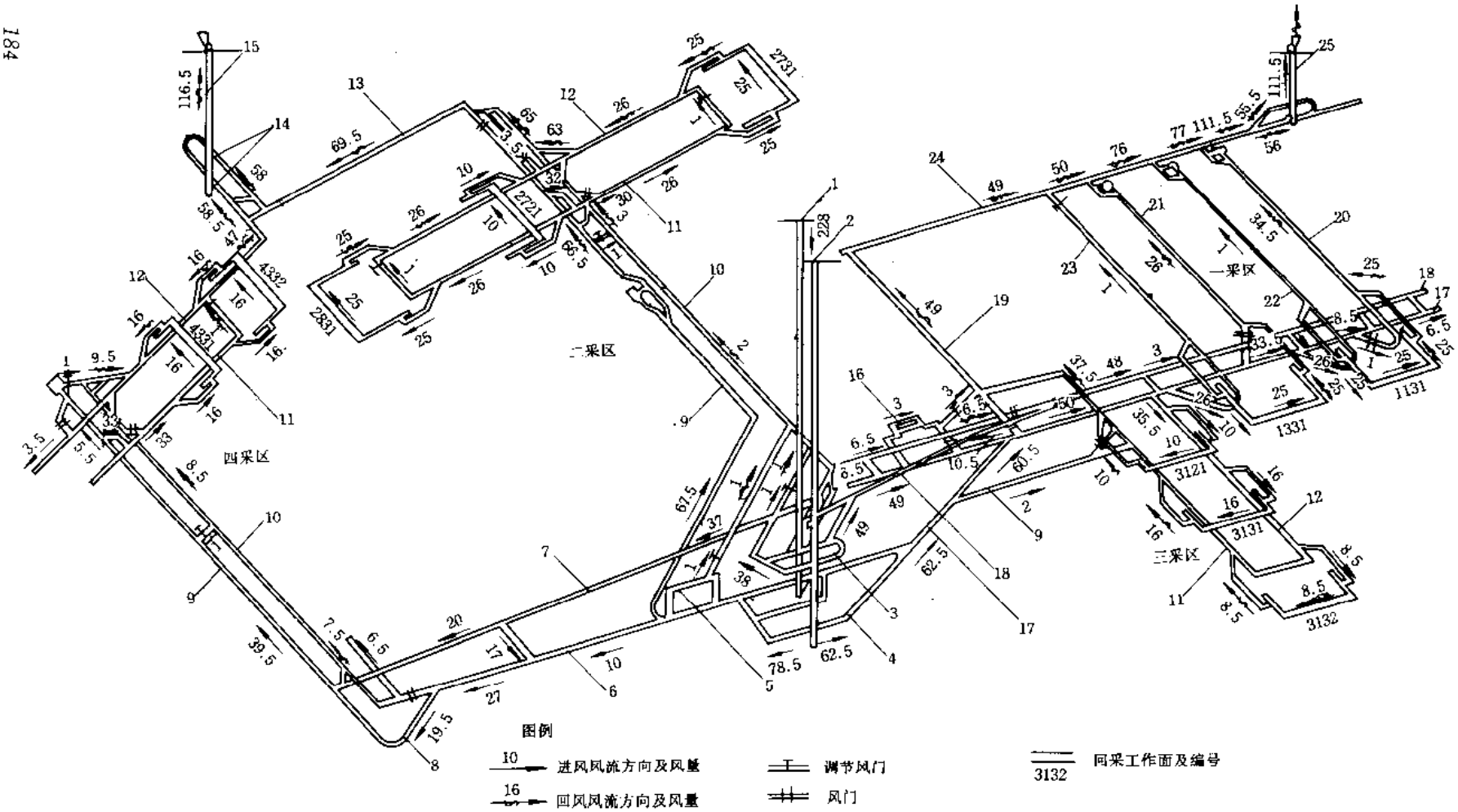


图 2　通风系统立体示意图

1－主井；2　副井；3·一350 水平井底车场；4　－430 水平井底车场；5—火药发放硐室；6－－430 水平南翼轨道运输大巷；7—·430 水平南翼胶带输送机大巷；8—下部车场；9—轨道上山；10－输送机上山；11　岩石集中轨道巷；12　岩石集中运输巷；13－二采区回风巷；14·南翼主要回风石门；15—南风井；16　井下火药库；17　430 水平北翼轨道运输大巷；18——430 水平北翼胶带输送机大巷；19·回风巷；20、21—第一、第二岩石集中轨道巷；22、23　第一、第二岩石集中运输巷；24　北翼主要回风巷；25—北风井

巷、风流方向和通风设施布局的空间关系的图形。它是在通风系统图的基础上，根据轴侧投影关系绘制的，目的在于从空间关系上表明风网结构、避免图形重叠而发生混乱。通风系统立体示意图主要用于生产水平多和同时开采的煤层较多、通风系统复杂、通风系统图很难清楚标明风流路线和各用风地点的相互关系的矿井。通风系统立体示意图立体感强、图面清楚，应用很方便，其在绘制时不受高程和投影关系、井巷尺寸的比例限制。在矿井通风系统图的基础上，将所有同一标高的沿煤层走向的巷道都沿 X 轴的方向用直线绘出，垂直于煤层走向的巷道沿 Y 轴方向用直线绘出，垂直井巷沿垂直于 X -Y 平面的 Z 轴用直线绘出，不同标高的巷道分别绘于垂直于 Z 轴的相应标高的平面上。通风系统立体示意图可用单线或用双线绘制。图 2 所示即为一通风系统立体示意图。

通风网络图 用通风路线表示矿井或采区内各风道连接关系的示意图。它形式上即是一个表示通风系统中各风流分合关系的点、线集合的网状线路示意图。如图 3 所示。通风网络图是图论理论在矿井通风中应用的体现，其是通风网络解算的基础和前提。通风网络图是在通风系统图或通风系统立体示意图的基础上绘制而成的；绘制时风流分合点可以位移，边（分支）可以伸缩、曲直、翻转，必要时可以对点和边进行简化；图形有长方形、椭圆形、圆形，常为椭圆形或圆形。通风网络图一般不按比例绘制，是在现有通风系统图的基础上，按矿井风流方向顺序绘制，清楚地表明风网的进风段、用风段和回风段的关系。通风网络图上必要时应标明通风机工况，采区位置、调风设施位置、风流方向及巷道风阻等通风参数。

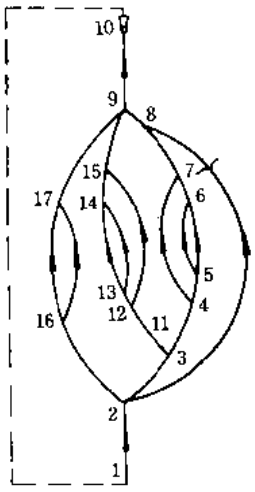


图 3 通风网络图

通风网络图是点与线集合的网状图。图中包含有节点、分支、回路等。三条或三条以上风道的交点为节点；两节点间的连线为分支，也称风道，分支的箭头指出风向；一个分支的末节点是下一个分支的始节点的分支接续，称为路；不考虑分支方向的分支接续称为链；一个闭合的链或不再包围任何分支的闭合的链称为回路或网孔。一个通风网络中可以圈划出很多回路或网孔；只属于一个回路或网孔的分支称为独立分支；仅包含一个独立分支的回路或网孔称为独立回路或网孔；包括网络的全部节点而又不形成回路的连通的分网络，称为树。一个网络可以构成许多不同形式的树，树中的每个分支称为树枝。任何一网络的树，每增加一个分支就构成一个回路。矿井通风网络解算时，对每个分支（树枝）赋以风阻值，然后求算流过分支的风量和产生的阻力（见矿井通风网络解算）。

通风压力分布图 表示某一通风线路的通风压力或阻力变化的图形，又称通风压力坡度图、风流能量坡线图。它直观反映了风流机械能沿程的变化状况，常用于不同风路中相关点的能量对比，以判断风流（漏风）方向，确定局部风网的均压防灭火措施和分析瓦斯流动规律。通风压力分布图的理论基础是矿井风流能量方程（见矿井风流能量），它是在测定大气压力、沿程部分断面风流的静压、平均动压的基础上，以通风压力或通风阻力为纵坐标、风流路径为横坐标绘制而成的。反映风流沿程能量变化的压力坡线有全压和静压坡线。图 4 所示是一列有风机工作的风筒的通风压力分布图，其是在测定风筒任一断面处风流的相对静压 h_s、断面平均动压 h_v 的基础上，以风筒外与测点同标高处的大气压力 p_0 为基线而绘制的。图中 H_f 为风机全压，h_R 为通风阻力。

通风系统压能图 反映通风网络中各分支风流之间的压能（井下风流运动时某一实质点的空气具有的能量）关系及其分布的图形。由波兰学者 H. 贝斯特隆于 1951 年提出。欧洲许多国家已用于矿井通风安全管理，中国从 1983 年开始应用。通风系统压能图实质上是以压能值为纵坐标将通风网络图上每一风路的压能值顺序绘制出来的一种形式，可更清楚地分辨出风网中相关点的能位高低。为绘制压能图，应测定通风系统内各个汇分风点的绝对静压（大气压力）、空气密度（温度、湿度）、巷道参数（断面积、形状、长度）、风量标高等参数，计算压力损失（阻力）、热风压。图 5*b* 所示即是对应图 5*a* 所示网络图的通风系统压能图。通风系统压能图在均压防灭火、控制瓦斯涌出等领域应用较多。通风系统压能图的应用不仅可较容易确定风流方向、考查风流的稳定性，而且可选定辅助通风机

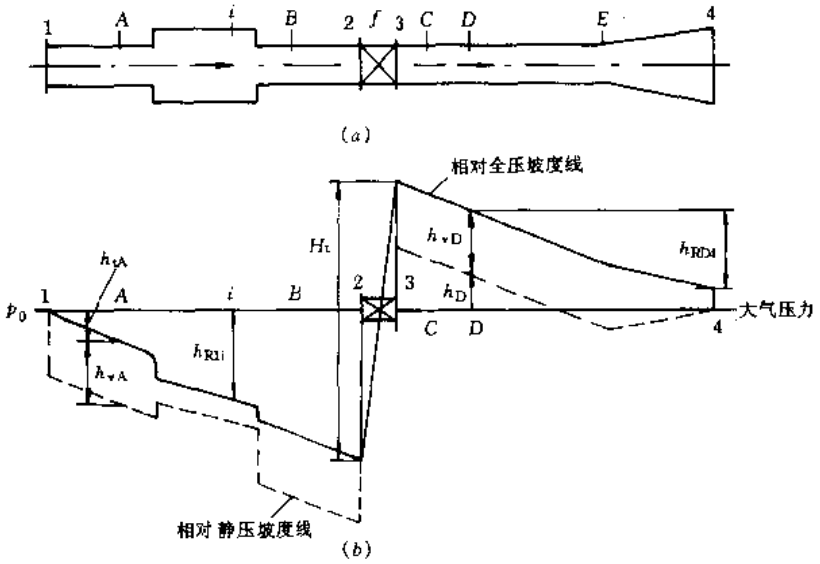


图 4 有风机工作的风筒中风流压力分布图

a—风筒测点分布图；*b*- 风筒内压力分布图

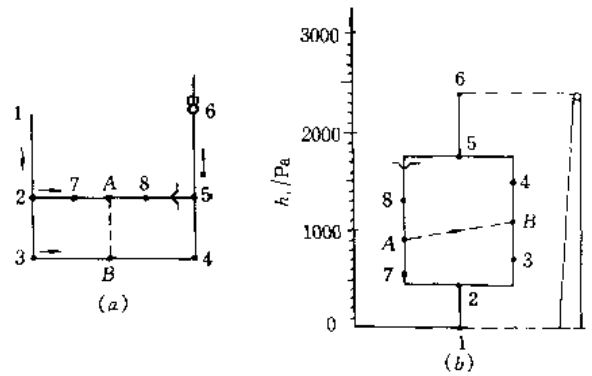


图 5 通风系统压能图

的设置位置、评价通风设施（风门、风墙、风窗）的作用，判断漏风方向等功能。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

方裕璋等编著，《矿井通风系统技术改造》，煤炭工业出版社，1994。

（窝奎聚 辛广龙）

kuangjing tongfeng wangluo

矿井通风网络 (mine ventilation network)

通风系统中表示风道（分支）连接形式和风流方向的结构系统。习惯称风网。矿井通风网络由众多的分支及回路组成，形式多种多样，其基本形式有串联、并联、角联 3 种，由这 3 种基本网络组合起来的通风网络称为复杂通风网络，生产矿井的风网多是复杂通风网络。风流在网络中流动时遵循风量平衡定律、风压平衡定律和通风阻力定律（见风网中风流流动规律）。不同的网络形式各有特点，具有各自的特殊规律。矿井通风网络可用通风网络图和矩阵表示。图 1 是简单的矿井通风系统图和对应的通风网络图。通风网络图结构清晰，是矿井通风系统分析与解算的基础资料，网络矩阵是进行网络解算和分析所必须采用的表达形式。

串联网络 多条风路依次连接起来的网络。又称串联风路（图 2*a*）。串联风网中，各分支通过的风量相等、流向相同；风网的总风压等于各风道（分支）风压之和；风网的总风阻等于各分支风阻之和。构成串联风网的若干子分支可以用一个等效分支来替代，用等效分支替代后的风网与原风网有相同的流动特征，等效分支的风阻等于串联各分支风阻之和，两者的风量分配和压力分布也相同。

等效分支风阻 R 与串联网络各分支的风阻 R_i 间有如下关系式：

$$R=\sum_{i=1}^{k}R_i$$

式中 R 为等效分支风阻，kg/m^7；R_i 为第 i 个分支风阻，kg/m^7；k 为串联分支个数。

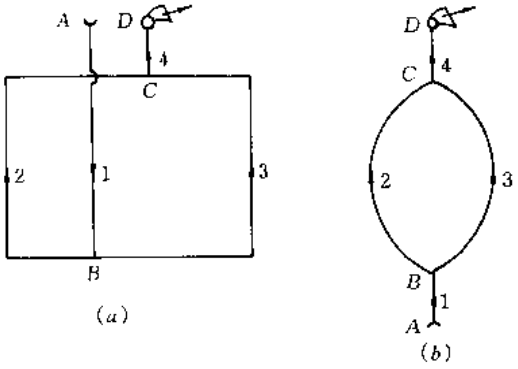


图 1 矿井通风系统图及其对应的通风网络图
a—通风系统图；b—通风网络图

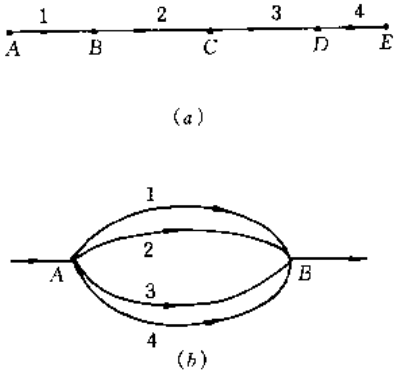


图 2 串联与并联通风网络
a—串联通风网络；b—并联通风网络

并联网络 两条或两条以上的风路，从某一点分开又在另一点汇合的网络（图 2b）。并联网络的各分支的风压相等。并联网络的各分支可用一个等效分支来替代，等效分支的风阻 R 与并联网络各分支的风阻 R_i（$i=1, 2, \cdots, k$）间有如下的关系：

$$R=\frac{1}{\left[\sum_{i=1}^{k}(1/\sqrt{R_i})\right]^2}$$

式中 k 为并联分支数；R 为等效分支风阻，kg/m^7；R_i 为第 i 分支风阻，kg/m^7。

用等效分支替代并联分支之后，风网中其他分支的流动特征不变，等效分支的风压等于并联分支风压，等效分支的风量等于并联各分支风量之和。各并联分支的风量与等效分支风量间符合下式：

$$Q_i=(\sqrt{R/R_i})\,Q$$

式中 Q 为等效分支风量，m^3/s；Q_i 为第 i 个（$i=1, 2, \cdots, k$）并联分支风量，m^3/s；k 为并联分支数；R_i 为第 i 个并联分支风阻，kg/m^7；R 为等效分支风阻，kg/m^7。

角联网络 有一条或多条风路把两条并联风路连通的网络。又称角联风网，将两条并联风路连通起来的分支称为对角分支，只有一条对角分支的网络，称为单角联网络；有两条对角分支的网络，称为双角联网络；有两条以上对角分支的网络，称为多角联网络。图 3 的 a 和 b 分别为单角联网络和双角联网络。

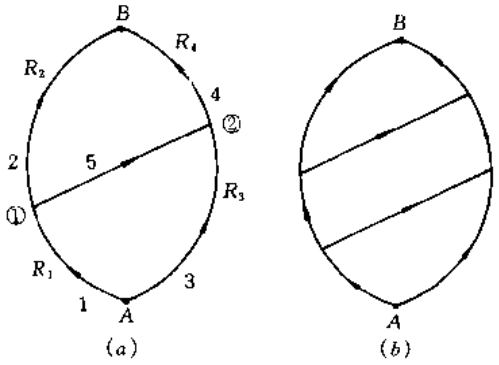


图 3 角联通风网络
a—单角联网络；b—双角联网络

单角联网络中，对角分支的风流方向取决于边界分支的风阻值 R_i，与本分支风阻无关。如图 3a 所示单角联网络，当 $R_1/R_2>R_3/R_4$ 时，对角分支 5 的风流方向是由节点②流向节点①；当 $R_1/R_2<R_3/R_4$ 时，分支 5 的风流方向是由节点①流向节点②；当 $R_1/R_2=R_3/R_4$ 时，分支 5 的风量为零。当 $R_1/R_2\approx R_3/R_4$ 时，分支 5 的风流方向是不稳定的。单角联网络中对角分支的此种特性在其它角联网络中也有体现，在通风设计和通风管理中应避免把重要用风点布置在对角分支中，以免对安全产生不利影响。

矿井通风网络中各分支的风量，阻力分布等参数的求算是矿井通风设计、通风系统改造和日常管理工作中必须做的工作（见矿井通风网络解算）。

参考书目

李昶和著，《矿井通风网络图论》，煤炭工业出版社，1984。

谭国运主编，《矿井通风网络分析及电算方法》，煤炭工业出版社，1991。

方裕璋等编著，《矿井通风系统技术改造》，煤炭工业出版社，1994。

（王振财）

kuangjing tongfeng wangluo jiesuan

矿井通风网络解算 （mine ventilation network calculation） 运用根据风网中风流流动定

律所建立的数学模型计算各分支风量、风压等通风参数的过程。它是矿井通风系统分析的基础工作之一，在通风设计、通风系统改造和日常通风管理中有广泛应用。矿井通风网络解算的方法很多，由于所建立的数学模型是一非线性代数方程组，只有近似解。近似解法有图解法、电气模拟法、数值计算法等。图解法直观、简便、有实用性，适用于分支数少、结构简单的风网解算。电气模拟法能解算较复杂的通风网络，在20世纪50～60年代曾有过较广泛地应用，20世纪60年代后被计算机数值解算所取代。数值计算法是应用数学方法求解非线性代数方程组来解算矿井通风网络，曾出现过多种试算法，但由于计算量大而未能广泛应用，伴随着具有快速运算能力的电子计算机的应用，依据数值计算法原理利用计算机解算通风网络已成为矿井通风网络解算的主要方法。计算机解算时，以图论为基础，风流流动规律为依据，建立数学模型，然后用不同的方法求解。数值计算法有节点风压法和回路风量法2种。回路风量法有未知数少、算法简便、收敛速度快等特点，是当今采用最多的风网解算方法。解算复杂通风网络的计算机程序有很多种，各具特色。

数学模型 忽略风流流动的非稳定性和空气在流动过程中的密度变化，则描述风流在某一分支的流动状态，只需要风量Q、风阻R和风压H 3个参数。根据风流流动定律（见风网中风流流动规律），对一个由N个分支和J个节点组成的闭合风网，可以建立如下方程组：

$$\left.\begin{aligned}&\sum_{j=1}^{N}a_{ij}Q_j=0 \qquad (i=1,\ 2,\ \cdots,\ J-1)\\&\sum_{j=1}^{N}b_{ij}H_j=H_{fi} \qquad (i=1,\ 2,\ \cdots,\ M)\\&H_j=R_jQ_j^2 \qquad (j=1,\ 2,\ \cdots,\ N)\end{aligned}\right\}$$

式中Q_j、R_j和H_j为第j分支的风量、风阻和风压，m^3/s、kg/m^7、Pa；H_{fi}为第i个回路上通风动力的压力（通风机装置静压或自然风压），Pa；M为风网的独立回路数；a_{ij}为风流方向的符号函数，i节点为j分支的末节点时为1、i节点为j分支的始节点时为-1、i节点不是j分支端点时为0；b_{ij}为风流方向的符号函数，j分支包含在i回路内并与回路方向相同时为1、j分支包含在i回路内但与回路方向相反时为-1、j分支不包含在i回路内时为0。

上式含有$2N$个方程，在给定风网结构和通风动力特征之后，a_{ij}和b_{ij}均为已知数，H_{fi}为风量的已知函数，所以，方程组的未知数是分支的风量、风阻和风压，共$3N$个。为使方程组有定解，必须设定其中N个为已知数。在网络解算时，通常设定分支风阻R为已知数，即认定矿井各巷道的几何尺寸和支护型式都是给定的。这样，上式的方程和未知数个数相等，即构成矿井通风网络解算的数学模型。

解算方法 常用的方法有图解法、电气模拟法和数值计算法。

图解法 在以风量为横坐标、风压为纵坐标的平面直角坐标系上，画出描述分支流动特性的风阻曲线和描述主要通风机运行特性的风压曲线，按数学模型的要求得到的这些曲线的交点就是风网的自然分风解。对于分支数少，结构简单的通风网络，图解法直观、简便、有一定实用性；但对复杂的通风网络而言，应用图解法求解十分困难。有定坐标法和动坐标法2种。

定坐标法 在1个固定的直角坐标系中求算1个通风网络的方法。图1*b*即是利用定坐标法求得图1*a*所示由一条分支和1台风机构成的风网的图形解。这种方法只能用于很简单的风网的解算。

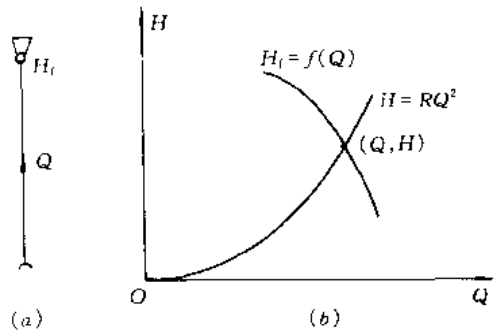


图1 定坐标图解法
a 风网图；*b*—图形解

动坐标法 利用直角坐标系的平移、翻转来求算1个通风网络的方法。图2*b*所示即是利用动坐标法求得图2*a*所示的由3条分支和2台风机构成的对角式风网的图形解，图中的3个交点（Q_1、H_1）、（Q_2、H_2）和（Q_3、H_3）就是通风网络的解。动坐标法一般用于求算较复杂的风网。

电气模拟法 运用电流在电气网络中流动与空气在风网中流动的相似性，通过测定电网中电气参数值的方法寻求相同结构的风网中风流参数值的方法。

在电网中，确定一个分支的电流强度I、电阻R和电压V 3个参数之间关系的欧姆定律是线性的（$V=RI$）；在风网中，描述风巷风量Q、风压H和风阻R间关系的阻力定律是非线性的（$H=RQ^2$），所以，电气模拟法有两种：一种是选用非线性电阻元件来模拟风道，使两者在数学模型上一致，从而达到参数值之间的对应；另一种是用可调阻的线性电阻元件来模拟风道，

用逐次逼近法来求得非线性近似解。

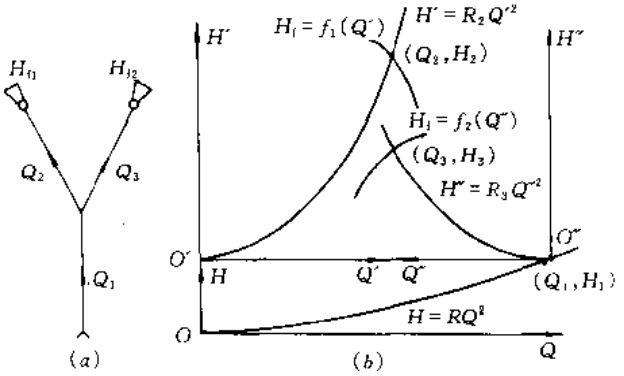


图 2 动坐标图解法

a—风网图；*b* 图形解

数值计算法 按照数学模型在简化过程中选择未知数的不同，数值计算法分为风压法和风量法 2 种。风量法又分为分支风量法和回路风量法；风压法又分为分支风压法、割集风压法和节点风压法。常用的方法是节点风压法和回路风量法，以回路风量法最为常用。

节点风压法 以节点相对于参考节点的相对静压为未知数，把分支风压写成分支终点压力和始点压力之差来求解的方法。这种方法的回路风压平衡方程自然满足，根据阻力定律把分支风量表示成节点压力的函数，并代入节点风量平衡方程之后，即得到以节点压力为未知数的方程；由于这是一组根式方程，方程和未知数的个数均为 $J-1$，构成了一个降低了维数的新定解问题，因而求解这一方程组即可得到风网各分支的参数值。

回路风量法 以回路风量为未知数，依照分支与回路间的关系，把分支风量表示成回路风量的函数来求解的方法。这种方法的节点风量平衡方程自然满足，根据阻力定律将分支风压表示成节点风量的函数，并代入回路风压平衡方程后，即得到以回路风量为未知数的方程组，其方程数和未知数个数均为 M，构成了一个降低了维数的新定解问题，求解这一方程组即可得到风网各分支的参数值。

回路风量法求解风网所建立的数学模型是一非线性方程组，求解这一方程组方法有牛顿法和斯考德－恒斯雷法。常用的是斯考德－恒斯雷法，它比较简单，容易理解；其实质是以图论为基础，以风流流动基本定律为依据，利用高斯－塞德尔迭代法逐次求解网孔的修正风量，直到达到某一个预先给定的精度为止，以获得接近方程组真实解的风量值。

(1) 牛顿法 对方程 $F(x)=0$，若其精确解为 x、初始近似解为 x_0，在 x_0 点对函数 $F(x)$ 作泰勒 (Taylor) 展开，取一次近似之后方程化为 $F(x_0)+F'(x_0)(x_1-x_0)=0$。当 $F(x)$ 在 x_0 点的导数 $F'(x_0)$ 不为零时，可得到一次近似解 x_1：

$$x_1=x_0-\frac{F(x_0)}{F'(x_0)}$$

一般迭代式为：

$$x_{n+1}=x_n-\frac{F(x_n)}{F'(x_n)}$$

式中 x_n 和 x_{n+1} 为方程第 n 次和第 $n+1$ 次迭代近似解。

迭代过程进行到相邻两次迭代的近似解之差 Δx_{n-1} ($\Delta x_{n+1}=x_{n-1}-x_n$) 小于某个精度指标为止。

对于方程组，若将未知数 x 和函数 $F(x)$ 均视为列向量，一阶导数 $F'(x)$ 视为一阶导数矩阵，$(F'(x))^{-1}$ 视为一阶导数矩阵的逆矩阵，则迭代式即适用于方程组。

为了减少计算量，可把迭代式中的 $F'(x_n)$ 用 $F'(x_0)$ 来代替。这样，每次迭代的矩阵及求逆就不必重新计算。

回路风量法方程的一般形式可写成：

$$F_i(Q_1、Q_2、\cdots、Q_m)=0$$

$$(i=1,2,\cdots,m)$$

这是一组以回路风量为未知数的回路风压平衡方程式。它的牛顿法迭代式为：

$$F'(Q^{(n)})\,\Delta Q^{(n-1)}=-F(Q^{(n)})$$

式中 $Q^{(n)}$ 是回路风量列向量的第 n 次近似值；$F(Q^{(n)})$ 是列向量 F 的第 n 次近似值；$\Delta Q^{(n-1)}$ 是第 $n-1$ 次回路风量修正量列向量；F' 是向量 F 的一阶导数矩阵。

这是一个关于回路风量修正量的线性代数方程组。求解这个方程组，即得到这些修正量的值，然后修正回路风量，并重复这一过程，直至修正量小于某一预定精度指标。

(2) 斯考德—恒斯雷法 分析牛顿法的线性方程组系数矩阵 F' 不难发现，这是一个具有对角优势的对称矩阵，如果忽略所有的非主对角线元素，即令它们为 0，则线性方程组可分解为 M 个互相独立的方程，对回路风量修正量的求解就变得十分简单。这种简化算法是 H. Cross 首先提出的，斯考德—恒斯雷首先把它应用到矿井通风网络解算上，为当今风网解算普遍采用的方法。

使用斯考德—恒斯雷法时，计算回路风量修正量有以下一般形式：

$$\Delta Q_i^{(n+1)}=-\frac{\sum_{j=1}^{N}B_{ij}R_jQ_j^{(n)\,2}-H_{fi}^{(n)}}{2\sum_{j=1}^{N}B_{ij}R_j\left|Q_j^{(n)}\right|-H'^{(n)}_{fi}}$$

$$(i=1,\ 2,\ \cdots,\ m)$$

式中$(n+1)$、(n)标志第$n+1$次和第n次迭代近似值；H_{fi}为回路上通风动力（风机、自然风压）风压特性曲线的函数；R_j为j分支的风阻，kg/m^7；Q_j为j分支的风量，m^3/s；B_{ij}为风流方向的符号函数，i回路内j分支风向与回路风向相同时为1、相反时为-1、j分支不包含在i回路内时为0；N为分支数；m为风网的独立回路数；H'_{fi}为回路上通风动力风压特性曲线函数的导数。

为提高斯考德－恒斯雷法的收敛速度，应在回路圈划时选择高风阻分支为连支，以及在迭代过程中采用塞德尔（Seidel）迭代法。

回路风量法解算风网的一般顺序为：

第一步，构造通风机风压特性曲线函数。先在风压特性曲线上选取若干个工况点，然后用插值法构造通过这些工况点的函数。可以用分段线性插值，也可用全程多项式插值。二次三项插值是其中常用的插值方法。

第二步，圈划回路。先选择闭合风网的一棵树，采用斯考德－恒斯雷法时，应选择以分支风阻为长度的最小树，并把定风量分支和通风机所在分支排除在树枝之外；然后，构造基本回路矩阵。

第三步，拟定分支风量的初始近似值。先拟定连支的风量，然后按节点风量平衡方程计算树枝的风量初始值。

第四步，迭代计算。用牛顿法或斯考德—恒斯雷法计算回路风量修正量，并以此来修正相关分支的风量，直至计算出的修正量小于精度指标，才终止迭代过程。

第五步，节点压力计算。在完成分支风量的计算之后，从入风井口开始沿风流方向计算风网中各节点的相对静压，以求得风网中各点的压能分布。

第六步，精度检验。解算结束之后，还应把解算结果重新代入节点风量平衡方程和回路风压平衡方程，以检验本次解算的实际精度，并据此确定解算结果是否可用。

发展趋势　随着科学技术的发展和计算机技术的普及、提高，利用计算机解算通风网络将成为矿井通风网络解算的唯一手段；解算的内容将增多；矿井通风网络解算将与矿井主要通风机的选型和工况调节联网，实现井上、下通风系统的自动化控制与调节；在拟定矿井救灾方案中，计算机解算矿井通风网络将成为必不可少的一个重要部分。

参考书目

（日）平松良雄著，刘运洪等译，《通风学》，冶金工业出版社，1981。

谭允祯编著，《矿井通风系统优化》，煤炭工业出版社，1992。

谭国运主编，《矿井通风网络分析及电算方法》，煤炭工业出版社，1991。

（王振财）

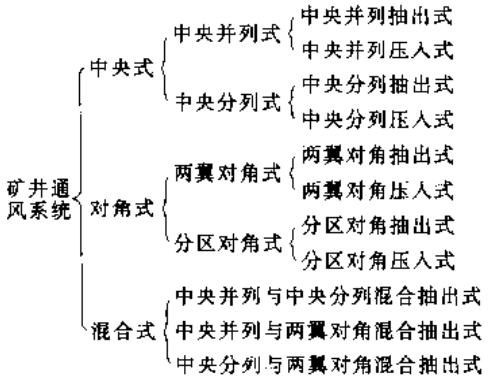
kuangjing tongfeng xitong

矿井通风系统　(mine ventilation system)

矿井通风方式、主要通风机的工作方法和矿井通风网络三者之总称。

每一矿井必须有完整的独立的通风系统。一个通风系统至少要有一个进风井和一个回风井。矿井通风方式有中央式、对角式、分区式和混合式4类（见矿井通风方式）。矿井主要通风机的工作方法有抽出式、压入式和压抽混合式3种（见主要通风机工作方法）。矿井通风网络具有不同联结形式（见矿井通风网络），其结构形式直接影响矿井通风系统的稳定性和可靠性。

根据矿井采用的通风方式和通风方法的不同，通常将矿井通风系统分为：



矿井通风系统是矿井生产系统的重要组成部分，与矿井的稳产、高产、防灾抗灾和矿井的经济效益有重大关系，并有长期影响。对矿井通风系统的基本要求是安全可靠性高、技术先进合理和经济效益好。主要表现为系统简单、网络结构合理，能保质保量稳定地向用风地点供风；主要通风机与网络特性相匹配，风机能高效、经济地运行；具有较高的防灾抗灾能力；有利于矿井实现机械化和自动化，通风费用少；符合有关规定。生产矿井由于自然条件、生产能力和生产布局经常发生变化，其通风系统应及时进行技术改造，以满足生产对通风的要求，保证矿井安全生产。

参考书目

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

魏同主编，《煤矿总工程师工作指南》，煤炭工业出版社，1990。

方裕璋等编著，《矿井通风系统技术改造》，煤炭工业出版社，1994。

（范明训）

kuangjing tongfeng xitong xuanze

矿井通风系统选择 （the selection of mine ventilation system） 依据矿井开拓开采的技术条件，遵照安全可靠、经济合理的原则，执行煤炭工业技术政策的规定，对矿井的通风方式、通风方法和通风网络进行选定的工作。矿井通风系统是矿井生产系统的重要组成部分，其合理与否，对矿井的稳产高产、防灾抗灾和矿井的经济效益有重大影响。矿井通风系统选择是矿井设计的主要内容之一，选择时，首先根据矿井地质条件、开拓系统和生产布局拟定的众多方案，然后从中选定出一个最优的通风系统。

各类通风系统（见矿井通风系统）有其优缺点和适用条件，要从众多的方案中选定最优的矿井通风系统，必须首先确定矿井通风系统的评价指标并对其进行评价。评价指标必须能够反映矿井通风系统的状况和质量特性。由于不同矿井对不同项目的要求不尽相同，所以评价指标不尽相同，有定性指标和定量指标 2 种。

矿井通风系统评价方法有单指标法、多指标列举法及综合评判法。20 世纪 80 年代以前，多是从众多的可行方案中通过讨论分析、比较，确定最优的矿井通风系统。随着计算机应用的普及，近些年来多采用综合评判法分析、选优矿井通风系统。它不同程度地把技术可行、经济合理、安全可靠的基本原则进行了量化处理和优选，增大了方案优化的可靠度和准确度。

单指标法 用单项指标评判矿井通风系统的优劣的方法。单项指标有矿井总风阻、等积孔等。此法简单、明确，易于定量计算；但只反映系统的某个侧面，难以全面反映系统的好坏。

多指标列举法 将反映矿井通风系统的若干个因素（指标）列举出来，以表明系统优劣的方法。此法比单指标法全面；但繁琐，无可比性，不能形成一个综合的、明确的概念。

综合评判法 采用综合考虑多项指标，从总体的意义上来评定的方法。由于评价矿井通风系统有众多的单项指标，而且指标间存在不可公度性（不可比性）和矛盾性，因此采用综合评判法评定更为合理、准确。它包括多目标决策法、模糊综合评判法和层次分析法等。

多目标决策法 是采用专家集体智慧，对矿井通风系统给予评价指标并进行决策的方法。它是依靠专家的经验、知识和综合分析能力进行直观判断的方法。集体智慧是以“权值”及“评价值”的形式表现的。根据各指标的“权值”和“评价值”进行综合分析，即可确定出最优的通风系统。

模糊综合评判法 按照包含多个因素的指定条件，对各方案的优劣进行全面的评比、判定的方法。在进行矿井通风系统优化选择时，会涉及到许多非确定性（模糊性）的因素，可用模糊综合评判法对各方案进行总的评价、判定。综评中的定量指标可计算得出，定性指标由专家评议确定，这样得出的结论更接近客观实际、确定的方案更合理、更优。

层次分析法 是一种实用的多准则决策方法。它把一个复杂问题表示为有序的递阶层次结构，通过人们的判断，对决策方案的优劣进行排序。具有实用性、系统性、简洁性等特点。在排序计算中，每一层次的因素相对上一层次某一因素的单排序问题又可简化为一系列成对因素的判断比较。为了将比较判断定量化，本法引入了 1～9 比率标度方法，并将其写成矩阵形式（判断矩阵），然后计算判断矩阵的最大特征根及其对应的特征向量，计算出某一层元素相对于上一层元素的相对重要性权值；再用上一层次因素本身的权值加权综合，即可算出层次总排序权值。这样，依次由上而下即可算出最低层因素相对于最高层的相对重要性权值或相对优劣次序的排序值，以此选出最优的方案。应用本法选择矿井通风系统时，关键是正确地建立判断矩阵，该矩阵应确切地反映矿井通风系统各方案的实际。

参考书目

谭允祯编著，《矿井通风系统优化》，煤炭工业出版社，1992。

谭国运主编，《矿井通风网络分析及电算方法》，煤炭工业出版社，1991。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（赵以蕙 方裕璋）

kuangjing tongfeng zhiliang biaozhun

矿井通风质量标准 （quality norms of mine ventilation） 对矿井通风工程、设施和管理等方面的技术要求和控制目标的统一规定。

为了加强和提高矿井“一通三防”（加强通风，防治瓦斯、煤尘和火灾事故）工程质量和管理水平，预防通风、瓦斯、煤尘和火灾的发生，中国煤炭工业部于 1965 年颁布了《矿井通风质量试行标准》，对局部通风机通风、通风设施、通风系统和管理制度等四个方面的

质量标准作出了规定。1982年煤炭工业部又重新颁布了《矿井通风质量标准及检查评定办法》，检查考核内容扩为矿井通风系统、局部通风、瓦斯管理、抽放瓦斯、防治自然发火、防治煤尘、永久性通风设施、临时性通风设施和管理制度多个项目。1986年煤炭工业部决定在全国国有重点煤矿按《生产矿井质量标准化标准》开展“质量标准化、安全创水平”活动，又颁布了新的矿井通风质量标准及检查评定办法；随后，能源部、中国统配煤矿总公司和东北内蒙古煤炭工业联合公司分别于1991年和1992年颁布了各自修订的矿井通风质量标准及考核评级办法。煤炭工业部在广泛征求意见的基础上又于1994年5月25日修订颁布了新的《矿井通风质量标准及检查评定办法》，该标准中规定了通风、局部通风、瓦斯管理、安全监测、防治煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出、瓦斯抽放、防治自然发火、通风设施、防治粉尘和管理制度十大项检查评定内容。矿井通风质量标准的颁布实施，使煤矿的通风工程质量和管理水平普遍提高，安全生产面貌大为改善，生产管理和技术管理工作得到了进一步加强。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《国有重点煤矿生产矿井质量标准化标准》，煤炭工业出版社，1994。

中国统配煤矿总公司，《矿井通风质量标准及检查评定办法（修订）》，煤炭工业出版社，1991。

（方裕璋　姚尔义）

kuangjing tongfeng zuli

矿井通风阻力　(head loss of mine ventilation)　矿井风流流动过程中，在风流内部粘滞力和惯性力、井巷壁面的外部阻滞、障碍物的扰动作用下，部分机械能不可逆地转换为热能而引起的机械能损失。研究通风阻力的产生和变化规律、计算方法、降阻措施是进行矿井通风设计、矿井通风系统的调整与改善、通风检查和管理工作的技术基础。

矿井通风阻力分摩擦阻力和局部阻力2类，且等于两者之和。就全矿而言，摩擦阻力所占比例最大，但对个别井巷（如风硐、井筒等）而言，有时局部阻力可能占主要地位。生产矿井通风阻力大小可通过实际测定获得（见矿井通风阻力测定）。

摩擦阻力（沿程阻力）　矿井风流沿程流动过程中因与井巷壁面摩擦及风流内摩擦而产生的能量损失。有层流摩擦阻力和紊流摩擦阻力2类，矿井风流摩擦阻力以紊流摩擦阻力为主。层流和紊流流动的摩擦阻力均可表示为：

$$h_f=\lambda\frac{L}{d}\frac{v^2}{2}\rho$$

式中h_f为巷道摩擦阻力，Pa；λ为量纲为1的摩擦阻力系数；L为巷道长度，m；d为圆形巷道直径或非圆形巷道当量直径（当量直径是巷道断面积与巷道周长之比值的4倍），m；v为断面平均风速，m/s；ρ为空气密度，kg/m³。

层流摩擦阻力　由风流的粘性摩擦而产生的能量损失。层流状态下的摩擦阻力系数$\lambda=\frac{64}{Re}$，与管壁粗糙程度无关。因Re（雷诺数）与流速v成正比，所以，层流摩擦阻力与流速一次方成正比。

紊流摩擦阻力　由于风流的粘性摩擦和风流中空气微团的迁移和脉动引起的惯性的作用产生的能量损失。造成紊流摩擦阻力的主要因素是风流中空气微团的迁移和脉动。紊流状态下的摩擦阻力系数不仅同雷诺数有关，而且同管壁粗糙度也有关，其值无法用理论推导，只能通过实验得出。1933年，德国工程师J. Nikuradse通过对各种粗糙度的管道进行的阻力实验，整理出了不同流态下的λ值、Re数和管道相对粗糙度$\overline{\Delta}$（$\overline{\Delta}=\Delta/d$，$\Delta$为绝对粗糙度，即管壁凸出的平均高度，$d$为管径）间的关系曲线，如图1所示。

近年来，根据阻力实验，整理出了描述λ值、Re数和管道粗糙度间关系的更为完整的曲线，通常称为莫迪图。

图1中：

Ⅰ区为层流区，$Re<2320$，λ值只与Re数有关，且$\lambda=\frac{64}{Re}$，符合层流阻力变化规律。

Ⅱ区为层流变紊流的过渡区，$2320<Re<4000$，λ随Re数而增大。

Ⅲ区为紊流光滑区，$4000<Re<26.98\left(\frac{d}{\Delta}\right)^{\frac{8}{7}}$，$\lambda$值随$Re$数增大而减小，即：

$$\lambda=0.3164/Re^{0.25}$$

在紊流光滑区，随管壁相对粗糙度增加，流体在较小Re数时就离开本区。

Ⅳ区为紊流过渡区，$26.98\left(\frac{d}{\Delta}\right)^{\frac{8}{7}}<Re<\frac{191.2}{\sqrt{\lambda}}\times\left(\frac{d}{\Delta}\right)$，$\lambda$值是$Re$数和$\Delta$的函数，即：

$$\frac{1}{\sqrt{\lambda}}=-2\lg\left(\frac{2.51}{Re\sqrt{\lambda}}+\frac{\Delta}{3.7d}\right)$$

Ⅴ区为紊流粗糙区（阻力平方区），$Re>\frac{191.2}{\sqrt{\lambda}}\times\left(\frac{d}{\Delta}\right)$，本区内$\lambda$与$Re$数无关而只与$\frac{d}{\Delta}$有关，即：

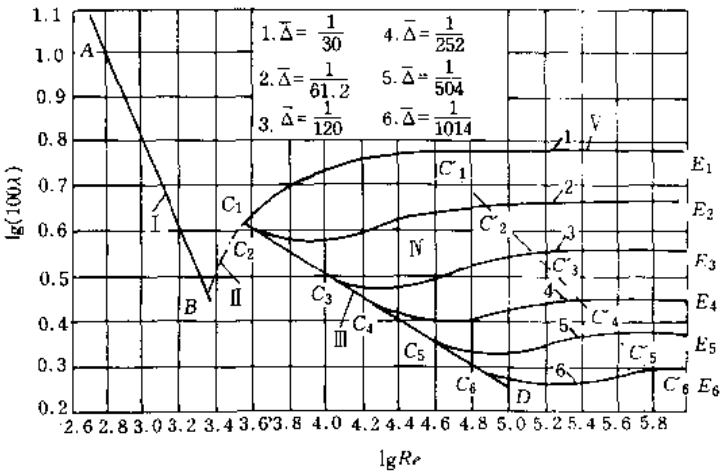


图 1 J. Nikuradse 阻力实验曲线

$$\lambda=\frac{1}{\left(2\lg\frac{d}{2\Delta}+1.74\right)^2}$$

该区摩擦阻力 h_f 与流体流速 v 的平方成正比。紊流粗糙区的 Re 数下限随矿井井巷相对粗糙度有较大变化。矿井风流一般已进入紊流粗糙区，λ 值仅与巷道 $\bar{\Delta}$ 值有关。对于特定支护形式巷道，λ 为定值，即有：

$$h_f=\alpha\frac{LU}{S^3}Q^2$$

$$\alpha=\frac{\lambda\rho}{8}$$

式中 α 为巷道摩擦阻力系数，kg/m³；U 为巷道周边长，m；L 为巷道长度，m；S 为井巷断面积，m²；Q 为巷道通过风量，m³/s；λ 为摩擦阻力系数，量纲为 1；ρ 为空气密度，kg/m³。

对于特定巷道，若空气密度一定，$\alpha\frac{LU}{S^3}$ 即为定值，即有：

$$R_f=\frac{\alpha LU}{S^3}$$

式中 R_f 为巷道摩擦风阻，N·s²/m⁸；α 为井巷摩擦阻力系数，kg/m³；L 为巷道长度，m；U 为巷道断面周长，m；S 为巷道断面积，m²。

对于可压缩风流，R_f 是空气密度的函数。

摩擦阻力定律的表达式为：

$$h_f=R_f\cdot Q^2$$

式中 h_f 为巷道摩擦阻力，Pa；R_f 为巷道摩擦风阻，N·s²/m⁸；Q 为巷道通过风量，m³/s。

对于设计矿井，α 值可以查表；对于生产矿井，α 值由通风阻力测定获得。

局部阻力 因边壁条件变化，风流的均匀流动在局部地区因阻碍物（巷道断面突变、巷道弯曲、风流分合、断面阻塞等）的影响而被破坏，风流流速大小、方向或分布发生变化，产生涡流而造成的能量损失。局部阻力包括撞击损失、转向损失、涡流损失和变速损失，其中以涡流损失为主。

图 2 显示了风流在断面突然缩小的井巷中流动时产生的各类局部损失：

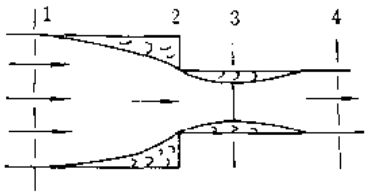


图 2 局部阻处风流流动状况

（1）风流在断面 2 处与巷壁碰撞时产生撞击损失；

（2）风流靠近边界层的主流（见矿井风流流动特性）在断面 2、3 处出现两次流动方向的变化，与中心主流发生动量交换产生转向损失；

（3）断面 2、3 附近靠巷壁处存在涡流区，由于涡流内摩擦和涡流与壁面间的摩擦，风流的部分机械能即转变为热能，产生涡流损失；

（4）断面 3、4 间，风流减速增压，流动受阻滞产生减速损失。

由能量方程、动量方程和连续性方程推导的局部阻力计算公式为：

$$h_l=\xi\frac{\rho v^2}{2}$$

或 $$h_l=R_lQ^2,\quad R_l=\xi\frac{\rho}{2S^2}$$

式中 h_l 为局部阻力，Pa；v 为局部阻力后（前）断面平均流速，m/s；ξ 为相应于流速为 v 的断面局部阻力系数；ρ 为空气密度，kg/m³；R_l 为局部风阻，N·s²/m⁸；Q 为巷道通过风量，m³/s；S 为相应于 ξ 值的巷道断面积，m²。

局部阻力系数 ξ 可通过公式计算或查表得到。公式计算法主要用于局部阻力较大的区段，以获得较准确的 ξ 值。对于风流巷道断面突然扩大、突然缩小、逐渐扩大、逐渐缩小及风流分叉、汇合等不同情况，均有相应的 ξ 计算公式。

局部阻力产生处对风流的扰动大，风流在流经该处时易进入紊流粗糙区，因此，局部阻力系数 ξ 值只取决于局部阻力产生处的几何形状，而与雷诺数 Re 无关。

通风阻力定律 表示井巷通风阻力与风阻、风量

之间关系。即处于紊流粗糙区的井巷风流，其阻力与风量的平方成正比。

$$h=RQ^2$$

式中 h 为井巷通风阻力，Pa；R 为井巷风阻，系摩擦风阻与局部风阻之和，$N\cdot s^2/m^8$；Q 为井巷通过的风量，m^3/s。

降低通风阻力的措施 鉴于摩擦阻力是矿井通风阻力的主要组成部分，故摩擦阻力为降低的重点，同时应注意降低某些大风量井巷的局部阻力。主要技术措施有：扩大巷道断面、开掘并联风路、减少风路长度、使矿井总进风早分开和总回风晚汇合、选用摩擦阻力系数小的支护方式、尽量避免巷道急拐弯和风道断面的突然变化、主要风道内禁止堆放木材等障碍物等等。

参考书目

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

H. L. Hartman, Mine Ventilation and Air Conditioning, 2nd edt., Wiley--Interscience Publication, 1982.

潘文全主编，《工程流体力学》，清华大学出版社，1990。

郑治馀、鲁仲琪编，《流体力学》，机械工业出版社，1980。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（周心权）

kuangjing tongfeng zuli ceding

矿井通风阻力测定 （measurement of mine head loss） 测量矿井井巷中风流的摩擦阻力和局部阻力的工作。其是矿井通风管理部门的日常和基础工作之一，是进行通风管理和通风设计的依据，中国《煤矿安全规程》对测定的时间作了具体规定。矿井通风阻力测定的理论依据是风流流动能量方程，测定方法有压差计法和气压计法 2 种，测定的参数有风流压力、温度、湿度和风速等。压差计法测定精度高，数据处理简单，不要进行位压等项校正，适用于测定井巷摩擦阻力系数、风阻、局部阻力系数和通风系统阻力分布的精确测定，但实测工作量大。气压计法井下实测工作量小，但精度较低。通风阻力测定的步骤分为测前准备，井下实测、数据处理和分析。

测前准备 准备工作好坏直接影响测定工作的成败。首先要明确测定的目的和任务；据此，选定测定方法、测量路线和测点位置，准备仪表、记录表格等材料并进行人员分工。确定的路线和测点数除满足测定目的外，每条路线的测定工作应尽可能在一个班内完成，以免人为造成测定误差。测量路线和测点位置除在图纸上选定外，必须下井实地考察予以修正。测量仪表必须具有足够精度并预先校正。人员分工要明确，听从指挥。

井下实测 包括风流的势压差或静压、大气压、温湿度、风速、井巷断面形状及其尺寸、测段长度等的测定和井巷状态、支护材料等的记录。压力的测定操作视测定方法不同而异。

压差计法 该法测量通风阻力的实质是测出两点间风流的势压差和动压差。如图 1 所示，用胶皮管把设置在测点 1 与 2 的静压管（或皮托管（见彩图 23））分别接引到压差计的“－”“＋”接管上，压差计的读值即为 1、2 测点间的势压差，再测 1、2 测点的风速，则测点 1、2 间的通风阻力为：

$$h_{v_{1-2}}=k\cdot h_c+\left(\rho_1\frac{v_1^2}{2}-\rho_2\frac{v_2^2}{2}\right)$$

式中 $h_{v_{1-2}}$ 为 1、2 两点间的通风阻力，Pa；k 为压差计读值的精度校正系数；h_c 为压差计的读值，Pa；ρ_1、ρ_2 为 1、2 测点的空气密度，kg/m^3、kg/m^3；v_1、v_2 为 1、2 测点的平均风速，m/s、m/s。

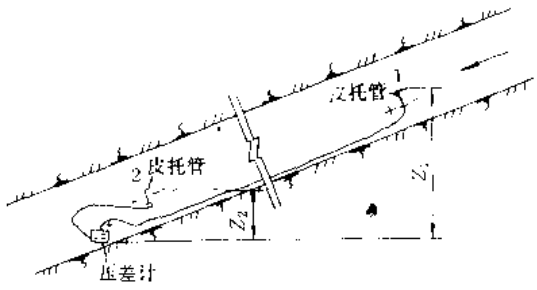


图 1 矿井通风阻力测定压差计法示意图

测定时，静压管应设置在风流正常稳定的地点，其尖端正对风流；压差计应靠巷道一旁安设，要平稳和避免行人及运输的影响；胶管要防止折叠和被水、脏物等堵塞。待胶管内的空气温度等于巷道内的空气温度及压差计的液面稳定后即进行测定读数；在进行势压差测量的同时其他人员进行其它参数测量。测完上一段两测点间的通风阻力后即进行下一段风路的通风阻力测定。依次顺序前进，直至全线测完为止。测定局部阻力时，应在局部阻力处前、后比较稳定的风流中各设置一测点进行测定。

气压计法 该法是用精密气压计分别测得两点的绝对静压，再据两点间静压差，加上动压差和位压差计算通风阻力。分逐点测定法和两点同时测定法 2 种。

逐点测定法 将 2 台精密气压计带到井口或井底车场，调整好仪器并记录初始读数后，将一台仪器留在原地由 1 人每隔 10～15min 记录一次读数监视大气

压力变化，以作校正用，另一台沿测点顺序分别测出各测点风流的绝对静压。地面大气压力发生变化时，用监视大气压力变化的气压计进行校正。在测定绝对静压的同时，测定各测点处风流的风速和空气密度。

两点同时测定法　将2台精密气压计（Ⅰ、Ⅱ号）同时放在1号测点，调整好仪器并记录初读数后，Ⅰ号仪器不动，将Ⅱ号仪器带到2号测点，约定时间同时读取2台仪器的读数；再把Ⅰ号仪器移到3号测点，Ⅱ号仪器不动，再同时读2台仪器读数。如此循环前进直至测完，在测定绝对静压的同时，测定各测点的风流的风速和密度。在测定途中或到达最后一个测点时，两台仪器应在同一测点进行校核。此法不需要大气压力变化的校正。

数据处理与分析　测定数据的处理可人工计算，也可利用计算机进行。计算的参数有空气密度、巷道断面参数、风量、动压、通风阻力、巷道风阻和摩擦阻力系数等。

空气密度　计算公式为：

$$\rho=0.003484\frac{p}{T}\left(1-\frac{0.0378\psi p_H}{p}\right)$$

$$T=273+t$$

式中ρ为空气密度，kg/m³；p为大气压力，Pa；T为绝对温度，K；t为空气温度，℃；ψ为空气相对湿度，%；p_H为温度为t时的饱和水蒸气压力，Pa。

巷道断面参数　包括巷道断面积和巷道周长。由于井下巷道多不规整，其参数多难直接测出，通常是在测出基本参数基础上利用相应的公式计算得出。

风量　计算公式为：

$$Q=S\cdot v$$

式中Q为风量，m³/s；S为巷道断面积，m²；v为测点断面的平均风速，m/s。

动压　计算公式为：

$$h_v=\rho\frac{v^2}{2}$$

式中h_v为动压，Pa；ρ为空气密度，kg/m³；v为测点断面的平均风速，m/s。

通风阻力　计算公式因测定方法不同而异。

压差计法　每一测段的计算公式为：

$$h_{z_{1-2}}=k\cdot h_c+\left(\rho_1\frac{v_1^2}{2}-\rho_2\frac{v_2^2}{2}\right)$$

式中$h_{z_{1-2}}$为测点1、2间的通风阻力Pa；h_c为压差计的读数，Pa；k为压差计读值的精度校正系数；ρ_1、ρ_2为测点1、2处的空气密度，kg/m³、kg/m³；v_1、v_2为测点1、2处的风流速度，m/s、m/s。

气压计法　各测段的计算公式为：

$$h_{z_{1-2}}=(p_1-p_2)+(Z_1-Z_2)\rho_{1-2}\cdot g+\left(\rho_1\frac{v_1^2}{2}-\rho_2\frac{v_2^2}{2}\right)$$

式中$h_{z_{1-2}}$为测点1、2间的通风阻力，Pa；p_1、p_2为测点的绝对压力，Pa、Pa；Z_1、Z_2为测点标高，m、m；ρ_{1-2}为测点1、2间的空气平均密度，kg/m³；g为重力加速度，m/s²；ρ_1、ρ_2为测点1、2处的空气密度，kg/m³、kg/m³；v_1、v_2为1、2测点处风流速度，m/s、m/s。

测量沿程各测段的通风阻力之和即为该通风系统的通风总阻力。

风阻　计算公式为：

$$R_{1-2}=h_{z_{1-2}}/Q_{1-2}^2$$

式中R_{1-2}为测点1、2间的风阻，N·s²/m⁸；$h_{z_{1-2}}$为测点1、2间的通风阻力，Pa；Q_{1-2}为测点1、2间的通过风量，m³/s。

实践中常用百米风阻（百米巷道的风阻值）来衡量巷道的风阻大小，计算公式为：

$$R_{100}=R_{1-2}/L_{1-2}\times100$$

式中R_{1-2}为测点1、2间的风阻，N·s²/m⁸；R_{100}为测点1、2间的百米风阻，N·s²/m⁸；L_{1-2}为测点1、2间的距离，m。

摩擦阻力系数　计算公式为：

$$\alpha=\frac{h_{z_{1-2}}\cdot S^3}{Q_{1-2}^2\cdot L_{1\ 2}\cdot U}$$

式中α为摩擦阻力系数，N·s²/m⁴；S为巷道断面积，m²；L_{1-2}为测点1、2间的巷道长度，m；U为测量巷道的断面周长，m；$h_{z_{1-2}}$为测点1、2间的通风阻力，Pa；$Q_{1\ 2}$为测点1、2间通过的风量，m³/s。

测定可靠性检查　在数据处理完毕后，应按测量路线风压平衡定律及测点风量平衡定律进行校核。

（1）按每个节点$\Sigma Q_i=0$进行风量平衡校核。

（2）沿各主干线回路，按$\Sigma h_i=0$进行风压平衡校核，并与主要通风机房水柱计读数h_s相对照，其误差在规定范围内为合格；否则需要部分或全部重新测量。合格的测定数据需进行测量平差。数据处理后，应写出测定报告，提出分析意见和改进通风的建议。

参考书目

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（高奎泰）

kuangjing wasi

矿井瓦斯　(mine gas)　矿井中主要由煤层气构成的以甲烷为主的有害气体。来源于生产过程中产

生的气体（如人员呼吸、火药爆破所形成的气体）、由化学及生物化学作用产生的气体（如坑木腐烂、煤被氧化产生的气体）及煤层瓦斯，以煤层瓦斯为主。主要成分有甲烷 CH_4、重烃 C_nH_m、氢 H_2、二氧化碳 CO_2、一氧化碳 CO、二氧化氮 NO_2 二氧化硫 SO_2、硫化氢 H_2S 等。具有很大的危害性，是矿井通风设计与通风管理、机电设备的选型、开采方法的选择等的依据。煤矿中常狭义地将矿井瓦斯理解为甲烷 CH_4。矿井瓦斯事故是煤矿五大自然灾害之一，可造成重大的财产损失和人员伤亡，是煤矿生产过程中的重点治理对象。为了更好地治理矿井瓦斯，将有瓦斯的矿井（瓦斯矿井）分为不同的等级进行管理；中国《煤矿安全规程》（1992年版）将中国的瓦斯矿井分为3级进行管理（见瓦斯矿井等级）。矿井瓦斯除有威胁矿井安全的一面，还是一种能源，可用作燃料和化工原料（见瓦斯利用）。

认识史 早在17世纪30年代，中国明代科学家宋应星所著《天工开物》一书中，对瓦斯的存在危害和处理方法已有阐述。17世纪70年代在煤矿中发生瓦斯燃烧事故后，英国学者戴维于1815年发明了瓦斯检定灯，用于测定瓦斯浓度和照明。英国还采用方形木管引排瓦斯到地面烧火炉。1834年法国的依萨阿克矿发生了世界上第一次煤与瓦斯突出，以后澳大利亚、波兰、匈牙利等国又出现了规模不同的煤与瓦斯突出，并造成人员伤亡，人们开始对这一现象进行了研究。

随着煤矿向深部开采，瓦斯的威胁日趋严重，引起了科技界的注意。20世纪初，英国、德国的采矿工程师查明，随开采深度的增加，矿井的相对瓦斯涌出量增大。1937年，苏联科学院院士 A. A. Скочинский 和 Г. Л. Лидин制定了预测矿井瓦斯涌出量的矿山统计法。Г. Л. Лидин 还提出了煤田由地表到深部瓦斯组分分布呈四个带的看法。英国学者 E. M. 艾利、美国学者卓捷夫、谢尔维克引人达西定律，建立了研究煤层瓦斯流动的理论基础。苏联矿业科学工作者使用岩心采取器采集煤样，确立了直接测定煤层瓦斯含量的方法，查明煤层中瓦斯呈吸附、游离2种状态，并建立了在实验室内测定煤的瓦斯含量的容积法和重量法。到了20世纪50年代，苏联、德国、英国等国的科学家加强了瓦斯理论的研究和防治技术措施的工作，探索煤与瓦斯突出发生的原因，提出了瓦斯说、地应力说和瓦斯地应力及煤的物理力学性质等因素的综合说，建立了以煤的破坏类型、瓦斯放散和解吸速度、最大钻屑量为指标预测煤与瓦斯突出危险性的方法。试验用开采保护层、煤层注水、抽放煤层瓦斯的方法作为防止煤与瓦斯突出区域性的措施，用超前钻孔抽排瓦斯、水力冲孔、松动爆破、金属骨架等措施作为防止煤与瓦斯突出的局部措施。1953年，中国建立了抚顺煤矿安全研究所，1964年建立了煤炭科学研究总院重庆分院，有计划地开展了矿井瓦斯的研究工作。20世纪60年代，矿井抽放瓦斯技术得到迅速发展，开始用巷道和钻孔抽放开采煤层、邻近煤层、采空区的瓦斯，并向着工业规模扩展，已成为治理矿井瓦斯的有效手段。在测定瓦斯浓度的仪器仪表方面，1923年，煤矿首次使用铂丝测定甲烷浓度；1925年，出现了光干涉型甲烷检定器；20世纪60年代使用热敏电阻、激光技术检测甲烷；20世纪70年代产生了电化学原理的各类气体的传感器，且催化燃烧式、光干涉式、热传导式、电化学式传感器在煤矿中已广泛使用。随着电子技术和计算机的发展，煤矿已实现了瓦斯参数的集中监测和遥测遥讯。

研究方法 对矿井瓦斯的研究，采用现场考察、统计分析及实验室化验分析和模拟实验方式进行。根据考察和实验结果提出假说、理论，并再次通过现场试验予以验证，确认后再指导现场瓦斯的治理工作。随着先进的仪器仪表的出现和检测方法的改进，现场考察的内容及其准确性将进一步提高。

瓦斯的危害 世界多数煤矿均存在着瓦斯，中国煤矿有95%以上的矿井都有瓦斯危害，其中近二分之一是高瓦斯和具有煤与瓦斯突出危险的矿井。矿井瓦斯危害主要有窒息性、爆炸性、突出的煤岩和瓦斯破坏通风系统和煤流埋人、增加矿井投资和管理费等方面。

窒息性 甲烷本身无毒，但当井下甲烷或二氧化碳涌出量过大时，空气中氧的含量会相应减少，尤其是不通风的盲巷等处，会使人呼吸困难、甚至窒息死亡；

表1 矿井有害气体最高容许浓度表

名称	符号	最高容许浓度（%）					
		中国	俄罗斯	美国	德国	英国	日本
一氧化碳	CO	0.0024	0.0018	0.005	0.005	0.005	0.005
二氧化氮	NO_2	0.00025	0.00025	0.0003	0.0005		0.0005
二氧化硫	SO_2	0.0005	0.0004	0.0002	0.0002		0.0005
硫化氢	H_2S	0.00066	0.0007	0.001	0.001		0.001
氨	NH_3	0.004	0.0029	0.0025	0.005	0.001	0.0025

当出现瓦斯异常涌出时，因短时间内会涌出大量的瓦斯更易造成人员的窒息死亡。中国、俄罗斯等国家除对煤矿井下的空气氧浓度做了具体的规定外，对井下其他有害气体的最高容许浓度也做了具体规定（表1）。

爆炸性 甲烷易燃烧和爆炸，它与空气混合后，在常温、常压下，有适当温度的火源，就可燃烧和爆炸。爆炸后产生高温高压气体和大量一氧化碳，会造成人员伤亡和井巷、设备的损坏（见瓦斯爆炸）。

破坏通风系统、埋人 煤和瓦斯突出后，突出的煤岩能堵塞井巷、冲毁通风设施（风门等）、埋人。突出的瓦斯不但顺风流动，有时（大型突出）还逆风进入新鲜风流，造成大范围的高浓度瓦斯积聚，引起人员窒息、甚至引起瓦斯燃烧或爆炸（见煤与瓦斯突出）。

增大矿井投资和管理费 瓦斯矿井比无瓦斯矿井要多20%至1倍以上的供风量，相应的增加了通风工程和设施费。在高瓦斯或有煤与瓦斯突出危险的矿井，必须使用隔爆型高低压电气设备和本质安全型的检测仪表，相应地增加了设备投资和管理费。另外，为了治理瓦斯，需构置设备和构筑工程，工程费和管理费也要增加。一般情况下，同无瓦斯或无煤与瓦斯突出危险的矿井相比，瓦斯和煤与瓦斯突出矿井的投资要增高20%～30%，甚至1倍以上，采煤成本增加20%～30%。

瓦斯防治 主要有加强瓦斯检查、进行瓦斯抽放、防治煤与瓦斯突出、控制和消除引爆火源、强化矿井通风。

加强瓦斯检查 中国和世界各产煤国家普遍应用便携式和定置式瓦斯检测仪表、采取人工巡回检测和集中监控系统连续检测的方法来监视瓦斯变化动态，并对出现的瓦斯超限等异常现象进行及时处理。

强化矿井通风 选用大功率、高效能的主要通风机，确保稳定供风。对局部作业场所配置功率较大的局部通风机，以增加局部作业场所的供风能力。矿井采、掘工作面实行分区通风，主要机电硐室采用独立通风，回采工作面推行Y形、W形通风方式，采用计算机优化通风系统设计建立有效的通风检查工作制度和矿井的反风系统，以增大通风能力和安全的可靠性。

进行瓦斯抽放 在井下或地面用钻孔或巷道及专用管路系统，将开采煤层、邻近煤层、采空区的瓦斯抽排到地面，以减少煤层和岩层中的瓦斯涌入采掘作业场所，是高瓦斯矿井治理瓦斯的有效手段（见瓦斯抽放）。

防治煤与瓦斯突出 利用各种方法和各种仪表对煤与瓦斯突出进行预测预报、提高预报准确率，不断完善防突措施（见煤与瓦斯突出）。

控制和消除引爆火源 采用矿用隔爆型电气设备和本质安全型仪表，完善电网和电气设备的安全保护，采取合理的防火措施，预防煤炭自燃和明火的出现（见瓦斯爆炸）。

发展趋势 防治瓦斯灾害，正在由完善和提高传统工艺技术措施效果，向高效能，综合新技术方向发展。瓦斯检测将发展高精度、多功能、智能化的本质安全型仪表，实现空间、时间上的连续化、多参量的自动监视和遥测遥控。将发展高效强化预抽瓦斯技术，研制抽放瓦斯新装备。控制和消除点火源技术将进一步得到重视和发展。强化通风、矿井瓦斯涌出量预测技术同计算机管理通风、调控通风系统作为矿井安全和防治瓦斯灾害的基础功能将得到进一步加强。随着矿井集中化生产和高电压等级的升级，将进一步发展新型、大功率、保护齐全的矿用隔爆型兼本安型的电气设备，推进供电技术的本质安全化。矿井瓦斯的开发和利用将成为矿井安全和获取能源的重要工作。

参考书目

阿·爱·彼特罗祥著，宋士钊译、王佑安校，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

费广泰编著，《抚顺煤矿瓦斯排放和利用》，中国工业出版社，1965。

中华人民共和国能源部制订，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

（张 武）

kuangjing wasi choufang guanli guifan

《矿井瓦斯抽放管理规范》 （Management Standard of Mine Gas Drainage） 为贯彻《煤矿安全规程》中有关抽放瓦斯的规定，提高抽放率，降低矿井瓦斯涌出量，减轻瓦斯对煤矿安全生产的威胁与危害，从根本上防治矿井瓦斯灾害事故，保证煤矿安全生产，制定的有关瓦斯抽放系统的建立、管理、报废及瓦斯利用等方面的强制性的技术管理规定。中国的第一部《矿井瓦斯抽放管理规范》由中国统配煤矿总公司于1989年11月颁布。1997年4月，煤炭工业部根据煤炭生产建设的发展情况，颁布了第二部《矿井瓦斯抽放管理规范》。世界主要产煤国也制定有相应的“矿井瓦斯抽放管理规范”，原苏联制定有《煤矿抽放瓦斯指南》，原联邦德国制定有《矿井抽放瓦斯规程》。

构成 现行《矿井瓦斯抽放管理规范》是1997年由煤炭工业部颁发的，由总则、建立抽放瓦斯系统的标准及抽放瓦斯工程设计、移动泵站抽放瓦斯、抽放瓦斯方法、抽放瓦斯管理、瓦斯利用、奖惩、瓦斯抽放系统的报废、附则共9章42条构成。

内容 1997年颁布的《矿井瓦斯抽放管理规范》对1989年颁布的《矿井瓦斯抽放管理规范》作了补充和修改。

总则 简述了制定的目的，适用范围、矿井瓦斯抽放工作中的责任、贯彻执行情况监督和检查等内容。

建立抽放瓦斯系统的标准及抽放瓦斯工程设计 主要包括建立抽放瓦斯系统的标准规定、建立永久性抽放系统的规定、矿井新建抽放瓦斯系统的设计审批程序、矿井抽放瓦斯系统工程设计内容等。

移动泵站抽放瓦斯 主要包括建立移动式抽放系统的条件、移动式抽放系统的设计审批程序、移动泵站运行中的安全规定等。

抽放瓦斯方法 主要包括方法确定的依据、原始煤层抽放难易程度的分类、提高抽放效果的措施、保证抽放安全的规定等。

抽放瓦斯管理 主要包括负责日常管理及施工工作的队伍建设、抽放矿井所应具备的资料和图纸、抽放参数的测定、抽放瓦斯管理指标、瓦斯工程质量验收、瓦斯抽放量计量器具的选用等。

瓦斯利用 主要包括开展瓦斯利用工作的条件、瓦斯利用设计内容，出售瓦斯所得收入的使用等。

奖惩 主要包括给予表彰和奖励、追究责任的条件。

瓦斯抽放系统的报废 主要包括永久性瓦斯抽放系统报废的审批程序、报废申请报告的内容等。

附则 主要包括贯彻措施和生效日期。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井瓦斯抽放管理规范》，煤炭工业出版社，1997。

（吴继周 辛广龙）

kuangjing wasi yongchu

矿井瓦斯涌出 （mine gas emission） 由受采动影响的煤岩层以及采落的煤、矸石向矿井井下空间放出瓦斯的现象。

有正常涌出和异常涌出2种形式，用绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量表示涌出瓦斯量的多少。涌出的瓦斯来源于矿内不同区域，受不同的自然因素和开采因素的影响，不同生产时期各区域涌出的瓦斯量占总量的百分比也不同。矿井瓦斯涌出形式和涌出量决定着矿井日常瓦斯管理内容，且直接影响矿井安全生产。为避免瓦斯事故的发生，应进行矿井瓦斯涌出量的预测，并加强通风、采取抽放瓦斯等措施控制瓦斯涌出、排除局部积聚的瓦斯等。对有瓦斯异常涌出的矿井，应在治理正常瓦斯涌出的同时，加强异常涌出的预测和防治工作。

瓦斯涌出形式 有正常涌出和异常涌出2种形式。正常涌出普遍存在于瓦斯矿井，只在少数矿井中出现异常涌出。

正常涌出 井下普遍存在的、长时间不间断比较均匀的涌出。瓦斯从煤层、岩层的深部向其暴露面的涌出和采落的煤、矸石内部的瓦斯向其表面的涌出，一般属于此类。正常涌出占矿井总涌出量的绝大部分或全部，决定着矿井瓦斯平衡和瓦斯矿井等级。矿井日常瓦斯管理工作主要针对正常涌出的瓦斯。

异常涌出 在时间上突然、在空间上集中发生、很不均匀的涌出。包括瓦斯喷出和煤与瓦斯突出，危险性很大。煤与瓦斯突出也是决定瓦斯矿井等级的依据。防治异常瓦斯涌出是某些矿井日常瓦斯管理工作的重点。

瓦斯涌出量表示方法 有绝对瓦斯涌出量和相对瓦斯涌出量2种。绝对瓦斯涌出量是单位时间内涌出

表1 主要产煤国家瓦斯涌出量最大值及矿井表

国家	矿井名称	瓦斯涌出量				注
		绝对/（m^3/min）			相对/（m^3/t）	
		总量	风排量	抽放量		
中国	抚顺老虎台矿	245	96	149	41.36	1983年
美国	洛弗里奇矿	232			35.3	1975年
波兰	30周年矿	243.7	112.5	131.2	43.6	1982年
	博热斯采	210.8	160.6	50.2	29.2	1985年
	莫舍尼察	265	92	173	84.8	1967年
哈萨克斯坦	卡拉干达十月革命50周年矿	228	103	125	45.2	
日本	南大夕张矿	174.9	76.4	98.5	81.1	1973年
澳大利亚	阿平	98.9	55.2	43.7	48	1986年

的瓦斯量；相对瓦斯涌出量是平均每产 1t 煤所涌出的瓦斯量。绝对瓦斯涌出量与相对瓦斯涌出量的关系是：

$$Q_{CH_4}=Aq_{CH_4}$$

式中 Q_{CH_4} 为绝对瓦斯涌出量，m^3/d；A 为平均日产煤量，t/d；q_{CH_4} 为相对瓦斯涌出量，m^3/t。

主要产煤国的矿井最大瓦斯涌出量及矿井见表 1。

瓦斯来源 按同开采层的关系不同分为开采层、邻近层和围岩。按区域划分分为掘进巷道、采掘工作面、采空区或准备区、回采区、已采区。在建井与投产初期，矿井瓦斯主要来源于掘进工作面；矿井达到设计产量后，矿井瓦斯主要来源于掘进和采煤工作面；在矿井生产后期，采空区的瓦斯涌出量所占比重最大。常用矿井瓦斯平衡来衡量各种来源的瓦斯所占比重。

矿井瓦斯平衡 各种来源的瓦斯涌出量占矿井总瓦斯涌出量的百分比。取决于自然因素与开采因素，且当这些因素无大的变化时，保持相对稳定的数值；决定着矿井风量的分配和日常瓦斯管理工作的方向与重点。根据实际用途的不同，有按开采水平、两翼和采区等瓦斯来源的平衡；按掘进区、回采区和采空区等瓦斯来源的平衡；按开采层、邻近层和围岩等瓦斯来源的平衡之分。表 2 为中国辽源矿务局和抚顺矿务局老虎台矿的瓦斯平衡表。

表 2 中国某些煤矿瓦斯平衡表

矿井瓦斯来源	辽源矿务局（%）			抚顺老虎台煤矿（%）		
	建井与投产初期	达到设计产量后	矿井生产后期	1980年	1984～1986年	1990年
掘进	>65	30～65	10～30	1.29	0.6	0.7
采煤	0～20	20～35	20～35	24.96	35.4	24.7
采空区	9～15	10～30	35～70	25.2	5.7	7.1
其它				1.23	0.30	0.4
抽放瓦斯				47.32	58	67.1

瓦斯涌出不均衡系数 某一统计时间内的最大瓦斯涌出量与其平均值之比。对风量的分配与计算有重要影响，因为用以稀释瓦斯的风量，不仅要满足瓦斯涌出量平均值的需要，而且亦要满足瓦斯涌出量最大值的需要。在生产矿井，矿井瓦斯涌出不均衡系数一般是通过统计计算求得；新建矿井可参照相邻开采条件相似的矿井选取，也可以取 1.15～1.25。采煤工作面的瓦斯涌出不均衡系数因采煤方法与工艺不同而不同。

影响因素 影响矿井瓦斯涌出的因素，可概括为自然因素和开采因素 2 类。

自然因素 主要是煤层和围岩的瓦斯含量、地质条件、开采深度和地面大气压力的变化等。一般而言，煤岩层瓦斯含量大，瓦斯涌出量多；地质构造带（断层、褶曲），瓦斯涌出量多；在瓦斯带内开采的矿井，随着开采深度的增加，瓦斯涌出量增大；地面大气压力下降，采空区的瓦斯涌出量会增大。

开采因素 主要是煤层的开采顺序、采煤方法、开采速度、落煤工艺、顶板管理方法、通风压力、采空区封闭质量和通风方式等。首先开采的煤层（或分层）瓦斯涌出量比后开采的煤层瓦斯涌出量大，陷落式管理顶板的采煤方法比采用充填法管理顶板的采煤方法的瓦斯涌出量大；开采速度不高时，相对瓦斯涌出量高，而绝对瓦斯涌出量与产量成正比；开采速度较高时，相对瓦斯涌出量有所降低。落煤与老顶来压时，瓦斯涌出量出现峰值。与平时瓦斯涌出量的平均值相比较，风镐落煤时瓦斯涌出量增大到 1.1～1.3 倍；放炮落煤时为 1.4～2.0 倍；采煤机采煤时为 1.3～1.6 倍；水枪落煤时为 2～4 倍。通风压力小、采空区密闭质量好，可减少采空区瓦斯涌出量。风流经过采空区的采区通风系统瓦斯涌出量大，不经过采空区的采区通风系统瓦斯涌出量小。

风流中允许的瓦斯浓度 各国对不同地点风流中允许的瓦斯浓度都有明确的规定，并随着监测技术和管理水平的提高而变化。

参考书目

A. Э. 彼得罗洋著，宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

俞启香编著，《矿井瓦斯防治》，中国矿业大学出版社，1992。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992 年版），煤炭工业出版社，1992。

（俞启香）

kuangjing wasi yongchuliang yuce

矿井瓦斯涌出量预测 （coal mine gas emission amount prediction） 在矿井或水平投产前，用规定的方法，计算煤层开采时的矿井或水平的瓦

斯涌出量的工作。它的基本任务是确定矿井或水平(包括采区、回采工作面、掘进工作面)生产时瓦斯涌出量，为矿井通风设计、瓦斯防治措施的选取与设计提供瓦斯基础数据。预测的精度决定于原始资料的精度与数量，以及预测区与已采区在地质条件和开采技术条件上的相似程度。有矿山统计法和分源预测法2种方法，2种方法的预测原理和要求的基础资料有明显差异，矿山统计法应用较普遍；分源预测法是一种新的预测方法。

矿山统计法 根据邻近矿井或本井田浅部水平实际瓦斯涌出量资料，统计分析得出矿井瓦斯涌出量随开采深度变化的规律、最终推算出新矿井或延深水平的瓦斯涌出量的方法。矿井相对瓦斯涌出量与开采深度在一定深度范围内呈线性关系，其表达式是：

$$q=\frac{H-H_0}{a}+2$$

式中 q 为开采深度为 H 的矿井相对瓦斯涌出量，m^3/t；H 为开采深度，m；H_0 为瓦斯风化带深度，m；a 为开采深度与相对瓦斯涌出量的比例常数，$m/(m^3/t)$。

开采深度与相对瓦斯涌出量比例常数 瓦斯风化带以下相对瓦斯涌出量每增加 $1m^3/t$ 时开采下延的深度。其值的大小取决于煤层倾角、煤层与围岩的透气性等。当有2个水平的实际相对瓦斯涌出量资料时，计算公式为：

$$a=\frac{H_2-H_1}{q_2-q_1}$$

式中 a 为开采深度与相对瓦斯涌出量的比例常数，$m/(m^3/t)$；H_1、H_2 为甲烷带内1、2水平开采深度，m、m；q_1、q_2 为 H_1 和 H_2 深度上的相对瓦斯涌出量，m^3/t、m^3/t。

当有较多水平的相对瓦斯涌出量资料时，可用图解法或最小二乘法求 a 的平均值。最小二乘法的计算公式为：

$$a=\frac{n\sum_{i=1}^{n}q_iH_i-n\sum_{i=1}^{n}H_i\sum_{i=1}^{n}q_i}{n\sum_{i=1}^{n}q_i^2-\left(\sum_{i=1}^{n}q_i\right)^2}$$

式中 a 为开采深度与相对瓦斯涌出量的比例常数，$m/(m^3/t)$；H_i 为第 i 水平开采深度，m；q_i 为第 i 水平相对瓦斯涌出量，m^3/t；n 为统计的开采水平个数。

如果相对瓦斯涌出量与开采深度间不是线性关系时，a 值不是常数。在这种情况下，应根据实际瓦斯涌出量资料确定 a 值随开采深度变化规律，然后才可进行深部区域的瓦斯涌出量预测。

图解法预测较为方便，有据矿井相对瓦斯涌出量随深度变化关系图预测和据煤层瓦斯涌出量等值线图预测2种方法。其是以矿井加权平均开采深度为横坐标、实测的相对瓦斯涌出量为纵坐标，作出二者关系曲线后，将曲线外延进行深部的相对瓦斯涌出量预测(图1)。

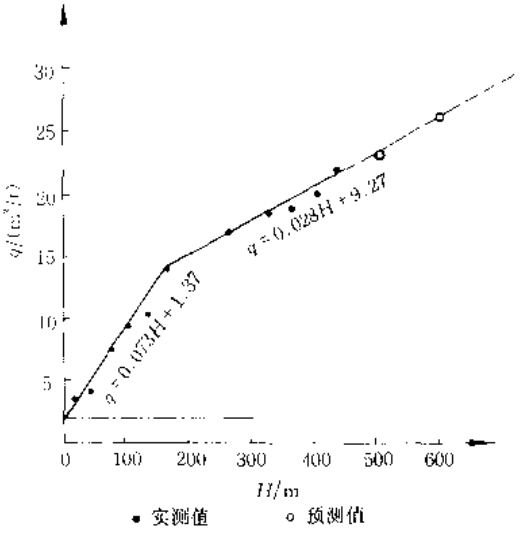


图1 中国淮南矿务局谢二矿深部相对瓦斯涌出量预测图

为了比较可靠地预测瓦斯涌出量，最好在矿井开采层面图上及时标出各个已采区的平均相对瓦斯涌出量，并把瓦斯涌出量相同的点连成曲线(如同底板等高线一样)，作为外推预测的依据(图2)。这种瓦斯涌出量等值线图能够清晰地反映沿煤层走向和倾斜的瓦斯涌出量变化情况，对于预测不同地区的瓦斯涌出量十分方便(见瓦斯预测图)。

适用条件

(1) 此法只适用于瓦斯风化带以下已回采了1～2个水平的矿井，而且外推深度不得超过150～200m。

(2)至少有1年以上瓦斯涌出量资料，而且积累的资料愈多、已采水平(或区域)的瓦斯地质情况和开采技术条件与新设计水平(或区域)愈相似，预测的可靠性也愈高；否则，应根据有关资料进行相应的修正。

分源预测法 以煤层瓦斯含量、煤层赋存状况及开采技术条件为基础，按照瓦斯源及瓦斯涌出规律，分别计算回采工作面、掘进工作面、采区及全矿瓦斯涌出量的方法。是一种可靠的新的预测瓦斯涌出量方法，适用于新井设计、矿井延深、老井改造。预测的准确率可达85%以上。矿井瓦斯源一般有：开采层(包括围岩)、邻近层、掘进巷道煤壁、掘进工作面落煤、生产

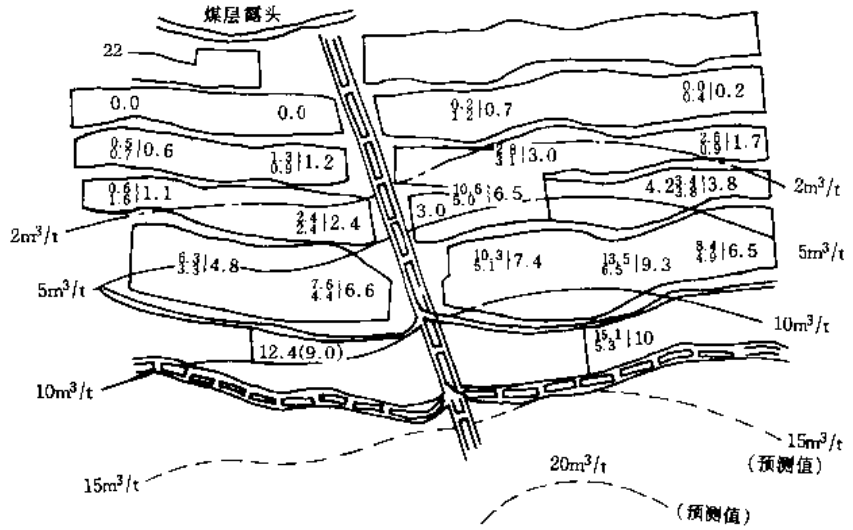


图 2 煤层瓦斯涌出量等值线图

区采空区及已采区采空区 6 个。各瓦斯源中涌出瓦斯量的多少决定着矿井瓦斯涌出水平。

原始资料准备 内容包括：①煤层瓦斯含量实测值或瓦斯含量等值线图；②地层剖面图和地层柱状图，其中标明各煤层、煤夹层的厚度、层间距与岩性；③煤的工业分析数据；④开拓与开采系统图，其中标有煤层开采顺序、采煤方法与通风方式。

计算公式

(1) $q_1=K_1\cdot K_2\cdot K_3\dfrac{m_0}{m_1}(W_0-W_1)$

(2) $q_2=\sum_{i=1}^{n}\dfrac{m_i}{m_1}K_i(W_{0i}-W_{1i})$

(3) $Q_3=n\cdot m\cdot v\cdot Q_0\left(2\sqrt{\dfrac{L}{v}}-1\right)$

(4) $Q_4=S\cdot v\cdot\gamma\cdot(W_0-W_1)$

(5) $q_5=q_1+q_2$

(6) $Q_6=Q_3-Q_4$

(7) $q_7=\dfrac{(1+K')\left(\sum_{i=1}^{n'}q_{5i}A_i+1440\sum_{j=1}^{m}Q_{6j}\right)}{A_0}$

(8) $q_8=\dfrac{(1+K'')\sum_{i=1}^{k}q_{7i}\cdot A_{0i}}{\sum_{i=1}^{k}A_{0i}}$

式中 q_1 为开采层瓦斯涌出量，m^3/t；K_1 为围岩瓦斯涌出系数，其值取决于采煤工作面顶板管理方法。全部冒落法 $K_1=1.20$，局部充填法 $K_1=1.15$，全部充填法 $K_1=1.10$；K_2 为采煤工作面丢煤瓦斯涌出系数，取回采率 P_1 的倒数，即 $K_2=\dfrac{1}{P_1}$；K_3 为掘进巷道预排瓦斯对工作面煤体瓦斯涌出影响系数。长壁后退回采时 $K_3=\dfrac{L_1-2h}{L_1}$，长壁前进回采、上部相邻工作面已采时 $K_3=$

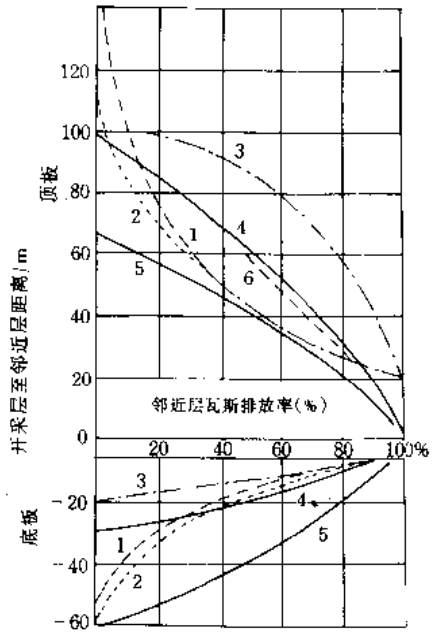


图 3 邻近层瓦斯排放率曲线

1、2、3、4、5、6—国内外有关研究者推荐的曲线

1、上部相邻工作面未采时，$K_3=\frac{L_1+2h+2b}{L_1+2b}$；$L_1$ 为采煤工作面长度，m；b 为掘进巷道宽度，m；h 为掘进巷道预排瓦斯等值宽度，m。按表 1 中数据选取；m_0 为煤层厚度(夹矸层按其厚度一半折算)，m；m_1 为煤层开采厚度，m；W_0 为煤层原始瓦斯含量，m^3/t；W_1 为煤的残存瓦斯含量，m^3/t。按表 2 中数据选取；q_2 为邻近层瓦斯涌出量，m^3/t；m_i 为第 i 邻近层煤厚，m；W_{0i} 为第 i 邻近层原始瓦斯含量，m^3/t；W_{1i} 为第 i 邻近层残存瓦斯含量，m^3/t；K_i 为第 i 邻近层瓦斯排放率。如无实际资料，可参考图 3 中曲线所示数据选用；Q_3 为掘进巷道煤壁瓦斯涌出量，m^3/min；n 为煤壁暴露面个数，单巷掘进时 $n=2$；v 为巷道平均掘进速度，m/min；L 为掘进巷道长度，m；Q_0 为煤壁瓦斯涌出初速度，$m^3/(m^2\cdot min)$；Q_4 为掘进工作面落煤瓦斯涌出量，m^3/min；S 为掘进巷道见煤断面积，m^2；γ 为煤的密度，t/m^3；q_5 为采煤工作面瓦斯涌出量，m^3/t；Q_6 为掘进工作面瓦斯涌出量，m^3/min；q_7 为生产采区瓦斯涌出量，m^3/t；K' 为生产采区采空区瓦斯涌出系数，取值 0.15～0.25；A_i 为第 i 采煤工作面平均日产量，t；q_{5i} 为第 i 采煤工作面瓦斯涌出量，m^3/t；A_0 为生产采区平均日产量，t；Q_{6j} 为生产采区第 j 个掘进工作面的瓦斯涌出量，m^3/min；n'、m 为生产采区的采煤、掘进工作面的个数；q_8 为全矿井瓦斯涌出量，m^3/t；K'' 为已采区采空区瓦斯涌出系数，取值 0.1～0.25；q_{7i} 为第 i 生产采区瓦斯涌出量，m^3/t；k 为全矿井的生产采区个数；A_{0i} 为第 i 生产采区平均日产量，t。

表 1　掘进巷道预排瓦斯等值宽度 h

煤壁暴露时间/d	不同煤种巷道预排瓦斯等值宽度/m					
	无烟煤	瘦　煤	焦　煤	肥　煤	气　煤	长焰煤
25	6.5	9.0	9.0	11.5	11.5	11.5
50	7.4	10.5	10.5	13.0	13.0	13.0
100	9.0	12.4	12.4	16.0	16.0	16.0
160	10.5	14.2	14.2	18.0	18.0	18.0
200	11.0	15.4	15.4	19.7	19.7	19.7
250	12.0	16.9	16.9	21.5	21.5	21.5
300	13.0	18.0	18.0	23.0	23.0	23.0

表 2　运至地表时煤的残存瓦斯含量 W_1

煤中挥发分含量（%）	6～8	8～12	12～18	18～26	26～35	35～42	42～50
纯煤残存瓦斯含量/（m^3/t）	9～6	6～4	4～3	3～2	2	2	2

注：表中残存瓦斯含量折算为原煤时应用煤的水分、灰分校正。

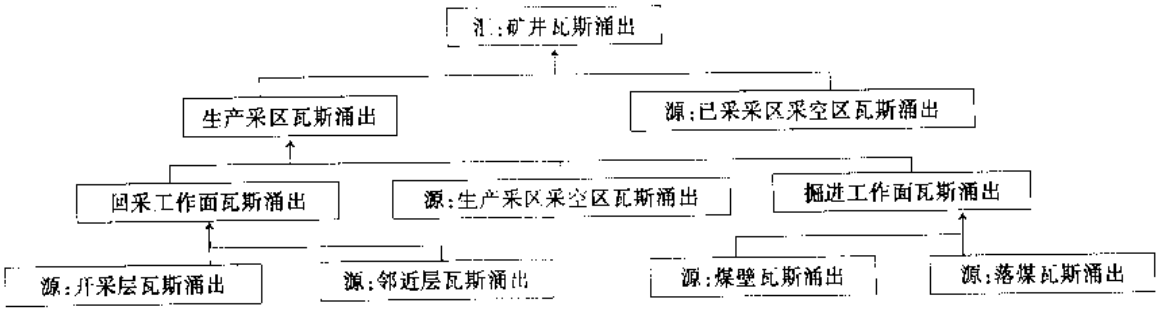


图 4　分源预测法瓦斯涌出量源汇关系

计算流程　根据图4所示的瓦斯涌出量源汇关系计算。

参考书目

阿·姆·季米托利耶夫、徐能仁译，《煤矿瓦斯问题》，山西科学教育出版社，1987。

A. B. 彼得罗祥、宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

（哈明洁）

kuangjing xiaofang qicai peizhi

矿井消防器材配置　(distribution of mine fire fighting apparatus)　矿井常规消防器材的配备与设置。旨在及时就地扑救初起火灾。常规消防器材包括用水灭火的设施，各种类型的轻便灭火器，覆盖着火物的惰性材料（砂子、岩粉），控风与排烟、隔烟的设备、材料及工具，援救遇险人员的物品等。矿井消防器材的配置，各产煤国都有明确规定，中国《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范》(试行）对矿井消防器材的配置作了具体的规定。每一矿井必须遵循的基本配置为：

(1)设置地面消防水池和井下消防管路系统。水池储水量不小于200m³。开采下部水平时，可利用上部水平的水仓作为补充消防水池，储水量依据实际需要决定。井下消防管路应每隔一定距离设支管和阀门；

(2)设置井上和井下消防仓库，并配备井下消防列车。库内储备常规消防器材的品种与数量应符合最低限度的要求；

(3)在矿井地面一般场所、井上及井下生产场所、各种硐室和重要井巷部位，根据防火对象，配备泡沫灭火器、二氧化碳灭火器、干粉灭火器等轻型灭火器。品种与数量应符合有关的规定。

随着煤炭生产与安全科学技术的发展，带式输送机自动灭火装置、井下自然发火监测装置、易燃易爆场所液体灭火器等日渐成为常规消防器材之列而被广泛应用。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井防灭火规范》（试行），煤炭工业出版社，1988。

（何博文）

kuangjing xiaofang qixie

矿井消防器械　(mine fire fighting equipment)　用于扑救矿井火灾的器具和装备。按灭火时（灭火介质）的状态不同分为液体介质灭火器械、气体介质灭火器械、固体介质灭火器械和混合介质灭火器械4种。

液体介质灭火器械　包括用水和阻化剂作灭火介质的灭火装置和灭火器。

水灭火器械　用水作灭火剂(灭火介质)的消防器材装备。包括矿井设置的专用消防水池和井下消防管路，消防器材库中设置的清水泵、泥水泵、水龙带、普通水枪、开花水枪等，消防列车上载有的水箱、水泵（包括手动、电动泵）及喷枪等。

阻化剂灭火器械　用含有$MgCl_2$、$CaCl_2$的水溶液作灭火剂的消防器材装备。包括泵、喷枪、管路等。喷枪又有直流和雾化2种。

气体介质灭火器械　以氮（液氮、气氮）、燃油惰气、二氧化碳气等介质作灭火剂的灭火器械，在矿井中应用较广。气体介质灭火具有阻爆和窒息2种作用。

氮灭火装置　利用液态氮或气态氮的窒息性质，将它们注入井下火区扑灭火灾的装置。主要用于扑灭因煤炭自燃而形成的内因火灾（见内因火灾）。利用液氮灭火时，装置包括液氮制取、贮存、汽化、输送、喷洒装置，主要设备有空气分离装备、贮罐、槽车、汽化器、管道和喷嘴，分先在地面汽化、再通过管道输送到井下火区和先将液氮直接运到井下，再在井下汽化并通过管道输送到火区的2种方式，液氮来源于制氧厂的深冷空分机。利用气氮灭火时，装置包括氮气制取、输送、喷洒装置，主要设备有空气分离装备、管道和喷嘴，分为利用地面移动或固定制氮装置制氮、并利用管道输送到井下火区和利用井下移动式制氮装置直接制氮、并通过管道送到火区的2种方式(见惰气防灭火)。

空气分离设备　将空气成分分离制取氮的装置。根据制氮原理分为深冷空分机、变压吸附制氮机和膜分离制氮机3种；根据设备安装方式分为地面固定式、井上移动式和井下移动式3种类型。深冷空分机的使用最早，其是应用低温蒸馏方法先将空气冷凝成液体，然后再根据空气各组分的沸点不同的特性将氮分离出来，工艺过程如图1所示；产氮量一般为500～10000m³/h，纯度可达99%～99.999%，产氮压力为0.2～0.3MPa。变压吸附制氮机的应用已有20多年的历史，其是利用碳分子筛对空气中具有不同动力学直径的组分的吸附能力和速度不同的特性，在一定的压力变化条件下实现氮、氧的分离而制取氮气的，工艺过程如图2所示；产氮量一般小于1000m³/h，纯度可达98%～99.9%，产氮压力为0.5～0.8MPa。膜分离制氮机于20世纪90年代方才得到应用，其是根据空气不同组分通过中空纤维膜的速率不同的原理将氮氧分

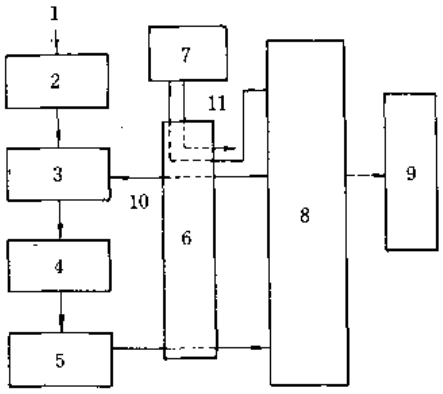


图 1 深冷空分制氮工艺示意图

1 空气；2—过滤器；3—空压机；4—冷却器；5—分子筛；6—热交换器；7—膨胀机；8—分馏塔；9 液氮贮罐；10—气氮出口；11 富氧出口

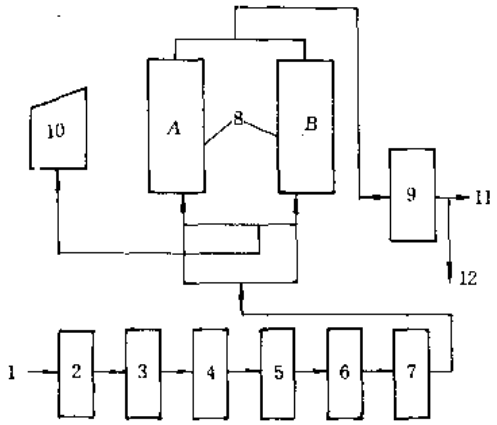


图 2 变压吸附制氮工艺示意图

1—空气；2—空压机；3—粉尘过滤器；4—干燥器；5—联合过滤器；6—碳过滤器；7—空气贮罐；8－分子筛吸附塔；9 氮气贮罐；10—消音器；11—氮气出口；12—放空口

离而制氮的，工艺过程如图 3 所示；产氮量一般小于 2000m³/h，制取的氮的纯度可达 98%～99.9%，产氮压力为 0.7～1.2MPa。

贮罐（槽） 贮存液氮的罐（槽）装置。系粉末真空或多层绝热真空填料的低温贮备容器，有固定式和移动式 2 类，大容量贮罐多采用固定式，安设在矿井地面；中小型容量的多为槽形移动式，安装在汽车或矿车上，用于输送液氮。中国有 CCF 和 CF 系列产品，有效容积有 0.3、0.6、3.5、10、20、50、100m³。德国公路运输的槽车容积达 25～44m³，波兰有 1m³、30m³ 槽车。井下使用的矿车型液氮槽车由多辆安装在矿车底盘上的小容量贮槽组成。波兰用容积为 1m³ 的贮槽

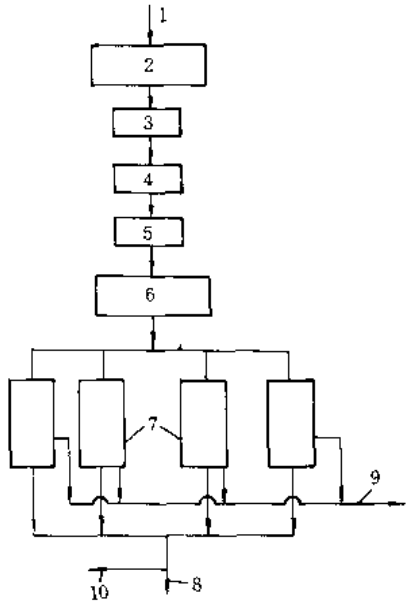


图 3 膜分离制氮工艺示意图

1 空气；2—空压机；3—粉尘过滤器；4 联合过滤器；5—碳过滤器；6—加热器；7 -膜组件；8－氮出口；9- 废气出口；10—放空口

12 个组成矿车型液氮槽车，往返于地面和井下，循环装运液氮。

汽化器 将液氮加热成气氮的装置，又名蒸发器。有蒸气汽化器、喷水（水浴）汽化器、丙烷燃烧（或辐射）汽化器、空气汽化器、电动汽化器等多种，分为固定式和移动式 2 类。德国的固定式和移动式汽化器的供气能力为 10～300m³/min，英国的 MEV 型电动汽化器汽化能力为 2～40m³/min，俄罗斯移动式汽化器的能力为 100m³/min。

输氮管道 井下用于输送气态氮的管道，可用专设管道，也可用平时的水管、压气管道、瓦斯抽放管道等。中国常用专设的无缝钢管管道，国外有的用塑料管或 F 型软管。管径视输气量多少而定，一般为 50～200mm。液氮输送应采用耐超低温的管道，使用普通钢管输送时，要采取措施防止钢管发生冷缩和冷脆而破裂。

喷嘴 将液氮雾化成微粒液滴的装置。日本有多用途 MPC 型喷嘴、DA 型喷嘴等。中国研制有多种型式的喷嘴。

二氧化碳灭火器械 利用二氧化碳进行灭火的器具。有二氧化碳灭火器（见二氧化碳灭火器）和干冰 2 种。20 世纪 50 年代多直接将干冰（固态二氧化碳）投放于火区进行灭火，目前均使用二氧化碳灭火器进行灭火。常备于油库、井口房、风机房、配电硐室等场所。

燃油惰气灭火装置 根据燃烧燃油除氧的原理，通过燃烧煤油产生以二氧化碳、氮气、水蒸气为主的窒息性气体的装置。又称燃油惰气发生装置。其以煤油为燃料。在供风条件下，启动点火装置点燃由喷油喷嘴洒出的均匀油雾后，油雾即在特别的燃烧室内进行急剧的氧化反应，生成的高温燃烧产物经冷却后即是符合灭火要求的惰气。一般由供风系统、燃烧系统、冷却降温系统、供油系统和控制系统组成。多用于扑灭大型巷道火灾，也用于扑灭采空区火灾。

最早的燃油惰气发生装置是波兰于 1973 年利用喷气发动机制成的 GAG 惰气灭火机组；中国于 1976 年开始研制燃油惰气发生装置，目前已形成 DQ 系列燃油惰气发生装置。世界各国生产的主要的燃油惰气发生装置的技术性能见表 1。

表 1 世界各国生产的主要的燃油惰气发生装置的技术性能表

国别及机型号		中国 DQ－1000 型	波兰 GAG－3A 型	中国 DQ－150 型	中国 DQ－500 型	苏联 ГИТ－4 型	波兰 EXO－1－200S 型
产气量/（m^3/min）		1000	1000	150	500	340	3.3
耗油量/（kg/min）		24	24	4～5	10～13	14.2	0.3
耗水量/（m^3/h）		34	55	15	15	27	
出气温度/℃		＜90	＜90	80～90	78～87	＜90	140～170
全机长度/m		23.5	41	6.3	10.5	6.5	
总质量/kg		约 2000	约 2000	约 600	约 800	910	
燃料油		航空煤油	航空煤油	民用煤油	民用煤油	航空煤油	民用煤油
动力源		喷气发动机	喷气发动机	电动风机	电动风机	喷气发动机	电动风机
风油比调节		半自动	半自动	手动	自动调节	半自动	手控
噪声/dB（A）		132	127	117	90		
主要气体成分(%)	O_2	1.32	＜2	1.65	1.48	1	2
	CO	0.13	0.11	0.19	0.159	0.2	
	CO_2	6	5	5.5	5.14	7	13
	N_2	36.9	30.8	44	43.9	48	50
	H_2O(蒸汽)	55	60	40～45	50～55	40	

注：表中各种气体成分为湿式百分数。

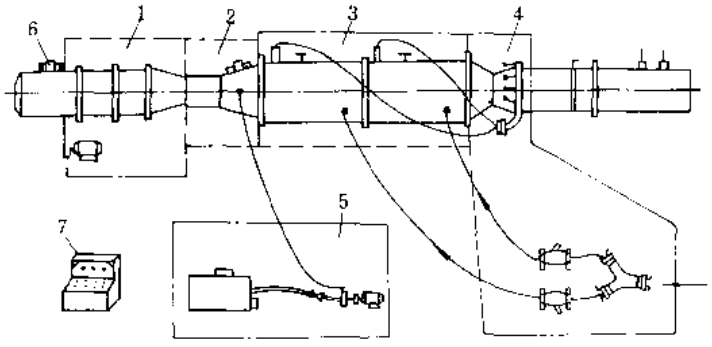


图 4 DQ－500 燃油惰气发生装置结构示意图

1－供风装置；2－喷油室；3－燃烧室；4－供水冷却降温系统；5－供油系统；6 风油比自控系统；7－监控台

中国生产的 DQ－500 燃油惰气发生装置的结构示意图如图 4 所示。

卤代烷灭火器械 充填卤代烷（二氟一氯一溴甲烷、代号 1211，三氟一溴甲烷、代号 1301，二氟二溴甲烷、代号 1202，四氟二溴乙烷、代号 2402）灭火介质的器械。卤代烷贮存时呈液态。由于卤代烷气体对大气臭氧层有破坏作用，目前正逐步被淘汰。过去常备于井上下消防器材库、机房、绞车房、瓦斯泵站、采煤机及装载机等场所。

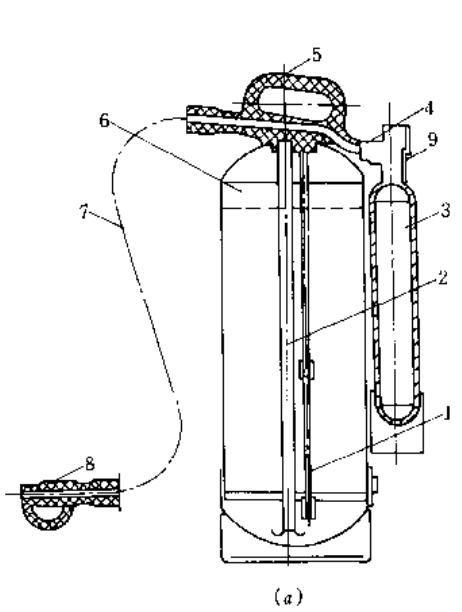
固体介质灭火器械 使用干粉、砂、土等固体灭火介质进行灭火的装备。用于扑灭油类、可燃液体、气体、固体及电气设备火灾。有干粉灭火器和远距离喷洒干

粉灭火装置2种，使用最为广泛的是干粉灭火器。

干粉灭火器　以高压二氧化碳气、压缩空气或炸药等为动力，将储存的干粉喷出灭火的器具。有常规干粉灭火器和灭火手雷、灭火炮几种。常规干粉灭火器以高压二氧化碳气为动力，灭火手雷以硝铵炸药为动力、用雷管起爆，灭火炮以高压空气为动力。干粉之所以能灭火是由于干粉对火有抑制作用（干粉同烃类物质燃烧时生成的用来维持燃烧的HO·基化合，从而中断燃烧反应键的作用）、烧爆作用（干粉同火焰接触时，在高温作用下爆裂成更细小的粉粒，从而增大比表面积、增强灭火能力的作用）和其它作用（干粉具有的吸热、减少热辐射、降低火区氧气浓度等作用）。灭火干粉有小苏打和磷酸铵盐干粉2种。小苏打干粉由92%碳酸氢钠、4%活性白土及云母粉、抗结块剂等组成，适用于扑救各种水溶性、非溶性可燃、易燃液体火灾以及天然气、石油液化气的火灾；磷酸铵盐干粉由75%磷酸二氢铵、20%的硫酸铵及活性白土等组成，适用于扑救电气设备、木材、纤维及其他固体物质火灾。煤矿井上、下大部分可能发生火灾的场所均备有干粉灭火器。常规干粉灭火器有手提式、棒式、推车式3种，手提式和推车式2种的内部结构基本相同。中国生产的典型的手提式常规干粉灭火器MF系列的技术性能见表2，

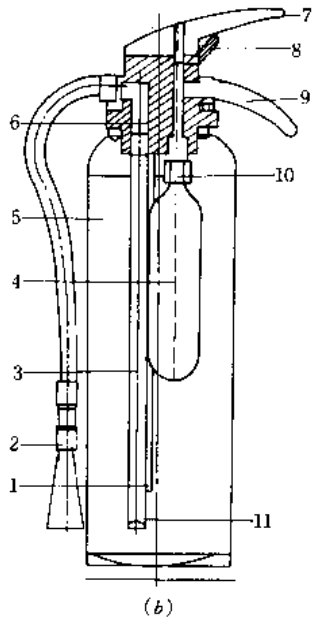
表2　手提式常规干粉灭火器技术性能表

技术性能指标 \ 型号	MF1	MF2	MF3	MF4	MF5	MF6	MF8	MF10
灭火剂质量/kg	1±0.05	2±0.05	$3^{+0.05}_{-0.10}$	$4^{+0.05}_{-0.10}$	$5^{+0.10}_{-0.15}$	$6^{+0.10}_{-0.15}$	$8^{+0.10}_{-0.20}$	$10^{+0.10}_{-0.20}$
有效喷射时间/s	>6	≥8	≥8	≥9	≥9	≥9	≥12	≥15
有效喷射距离/m	≥2.5	≥2.5	≥2.5	≥4	≥4	≥4	≥5	≥5
喷射滞后时间/s	≤5							
喷射剩余率（%）	≤10							
电绝缘性能/V	≥50000							



外装式

1　进气管；2—出粉管；3—二氧化碳钢瓶；4　筒身与钢瓶的紧固螺母；5—提柄；6—干粉筒身；7—胶管；8—喷嘴；9—提环



内装式

1—进气管；2—喷枪；3—出粉管；4　二氧化碳钢瓶；5　筒身；6—筒盖；7—压把；8—保险销；9—提把；10—钢帽；11—防潮堵

图5　手提式常规干粉灭火器结构示意图

结构示意图如图 5 所示。

远距离喷洒干粉灭火装置 为原苏联使用的一种灭火器械，其是在远距火区的地点利用风流将特细的、能悬浮在风流中的干粉输送到火区实施灭火。喷洒的干粉可达几百公斤，具有强大的灭火能力，可扑灭燃烧区域达 60m 的巷道火灾。

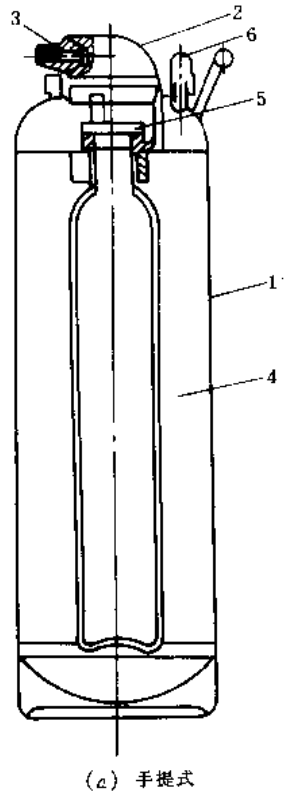
混合介质灭火器械 使用泡沫、泥浆等混合灭火介质扑救火灾的设备。泡沫灭火器械有高倍数泡沫灭火装置（见高倍数机械泡沫发生装置）、惰泡灭火装置（见惰泡发生装置）和化学泡沫灭火器。泥浆灌注灭火系统（见灌浆防灭火）是国内外煤矿普遍采用的灭火装置。

化学泡沫灭火器 充装硫酸铝酸性药剂、碳酸氢钠碱性药剂及泡沫剂，利用药剂混合后产生的泡沫进行灭火的器具。碳酸氢钠和硫酸铝混合后，即发生反应生成二氧化碳，二氧化碳一方面在有泡沫剂的溶液中形成大量细小的泡沫，另一方面使灭火器中的压力很快上升，使泡沫从喷嘴喷出，覆盖于燃烧物表面；而反应生成的分布在泡沫上的胶状氢氧化铝，使得泡沫具有了一定的粘性，易于粘浮在燃烧物上，增强了泡沫的热稳定性，这样在化学泡沫的隔氧窒息、冷却降温及稀释氧浓度的作用下，即促使火区熄灭。碳酸氢钠和硫酸铝的化学反应式为：

$$6NaHCO_3 - Al_2(SO_4)_3 \longrightarrow 3Na_2SO_4 + 2Al(OH)_3 + 6CO_2\uparrow$$

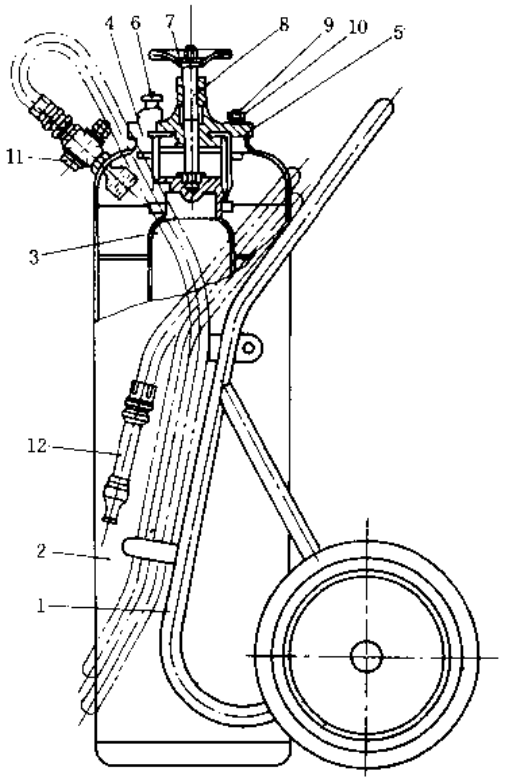
有手提式和推车式 2 种，用于扑救井上、下物资仓库和公共场所油类、木材等物料的初起火灾。

化学泡沫灭火器的种类很多，典型的手提式和推车式灭火器的结构如图 6 所示，技术性能见表 3、表 4。



(a) 手提式

1—筒身；2—筒盖；3—喷嘴；4—瓶胆；5—瓶胆盖；6—螺母



(b) 推车式

1—筒架；2—筒身；3—瓶胆；4—密封垫圈；5—筒盖；6—安全阀；7—手轮；8—丝杆（中轴）；9—螺母；10—垫圈；11—阀门手柄；12—喷射管

图 6 典型的化学泡沫灭火器结构示意图

表 3 手提式化学泡沫灭火器技术性能表

项目		型号	MP6 (MPZ6)	MP9 (MPZ9)
灭火剂装量	酸性剂	硫酸铝/g	600±10	900±10
		清水/mL	1000±50	1000±50
	碱性剂	碳酸氢钠/g	430±10	650±10
		清水/mL	4500±100	7500±100
有效喷射时间/s			≥40	≥60
有效喷射距离/m			≥6	≥8
喷射滞后时间/s			≤5	≤5
喷射剩余率（%）			≤10	≤10

表 4 推车式泡沫灭火器技术性能表

型号	容量/L	喷射时间/s	射程/m	
			集中点	最远
MP－65	65	170	15	17
MPT－100	100	175	16	18

型号	内装药液/kg		外装药液/kg		质量/kg	
	药粉	温水	药粉	温水	未装药液	装药液
MP－65	6.3	7	4.55	42	73	133
MPT－100	9	10	6.5	60	85	170.5

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

尹静编著，《灭火手册》，上海科学技术出版社，1989。

（高广伟　肖德昌　施申忠　方裕璋　辛广龙）

kuangjing zaihai yufang he chuli jihua

矿井灾害预防和处理计划　(the prevention and elimination of mine disaster plan)　为预防矿井事故发生和发生事故后能进行安全、有效、迅速的抢救而编制的具体预防事故和救灾、消灭事故的措施。每个生产和正在建设的矿井都必须编制矿井灾害预防和处理计划。编制的目的是：在灾害发生前防患于未然，防止灾害的发生；在灾害发生后的抢救人员和处理过程中，做到有条不紊，把灾害损失降至最低限度。编制的原则是：预防为主，实施计划后能起到防止事故发生的作用，并能在发生事故时防止事故扩大和迅速抢救遇险遇难人员。矿井灾害预防和处理计划由文字说明、附图及消防材料设备和必需的工程规划表 3 部分组成，内容包括：①列举事故的性质及其预兆；②预防措施；③人员的自救、撤离和对人员的抢救措施；④处理事故的指导原则和具体措施；⑤处理事故的组织领导；⑥处理事故所用的技术资料；⑦编制、修改、审批和贯彻落实的程序。中国《煤矿安全规程》对编制的内容、审批程序和贯彻实施方法作了规定。

列举事故的性质及其预兆　根据本矿井的地质条件和自然因素，列举在发生瓦斯喷出，煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出、自然发火、地下水害、冲击地压、顶板大面积冒落等时的预兆。

预防措施　根据矿井瓦斯涌出情况和规律、煤尘爆炸的危险性、积水区域和发生火灾的可能性等因素，提出的预防矿井发生瓦斯爆炸、煤尘爆炸、煤（岩）与瓦斯（二氧化碳）突出、透水、火灾、冲击地压和顶板大面积冒落等重大灾害事故的组织措施、技术措施和物资准备措施。

人员的自救、撤离和对人员的抢救措施　包括有效、迅速传报事故的报警方法；必须撤人的区域及避灾路线；创造必要自救条件的措施；防止灾害扩大的措施及其它应急措施；控制入井人员的措施等。

处理事故的指导原则和具体措施　为缩小事故范围、迅速安全地消除事故危害所必须的工程、设备、器材、工具的品种和数量、使用地点和方法以及管理办法等。

处理事故的组织领导　有关单位、部门和领导人的任务、职责、通知方法和顺序。

处理事故所用的技术资料　包括下列图纸和资料：

（1）矿井通风系统图、通风网络图、反风试验报告和保证反风设施完好的检查报告；

（2）矿井供电系统图、井下基地电话安装地点的资料；

（3）井下消防、洒水、排水、注浆、充填、瓦斯抽放、压风管路和监测系统图；

（4）地面和井下消防材料库位置、消防列车停放位置图及所储备的材料、设备和工具的品名、数量登记表；

（5）地面和井下对照图。图中应标明井口位置和标高，地面铁路、公路、钻孔、水井、水管、储水池以及其他可供处理事故的材料、设备和工具的存放地点。

编制、审批与贯彻落实程序

（1）由矿总工程师负责组织通风、生产、机电、地质、设计和矿山救护等部门的有关人员编制，并征得驻矿安全监察处同意；

(2)每年开始前的1个月报矿务局总工程师批准；

(3)在每季开始前15d，矿总工程师根据矿井自然条件和采掘工程的变化情况组织有关部门进行修改和补充；

(4)已批准的矿井灾害预防和处理计划由矿长负责贯彻执行。

参考书目

邵志乾，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

中华人民共和国能源部颁布，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

（丁世孝）

kuangjing zaihai zhili

矿井灾害治理 （mine disaster control） 矿山救护队采取一定的组织形式和技术措施，配用一定的技术装备，依据即定的行动原则对矿井发生火灾、水灾、瓦斯煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、顶板冒落事故时的遇险人员进行的抢救工作和为控制灾情及减轻财产损失所进行救护工作。矿井发生灾害时，应首先成立抢救指挥部，除在地面成立抢救指挥部外，还应在灾区附近新鲜风流中选择安全的地点建立井下基地，负责指挥救护队员侦察灾区、制定救灾方案、控制灾情和抢救遇险人员。抢救遇险人员的原则是先活后死、先重后轻、先易后难。不同灾害的行动原则各不相同，中国《煤矿救护规程》对不同灾害的救护队行动原则作了具体的规定。

火灾事故的救护队行动原则 包括进风井口附近建筑物火灾、进回风井筒火灾、井底车场火灾、井下硐室火灾、巷道火灾、采煤工作面火灾的行动原则。

进风井口附近建筑物火灾的行动原则 应立即反转风流或关闭井口防火门；必要时停止通风机运转，并迅速撤人灭火。矿山救护队派一个小队去处理火灾，封闭井口，另一个小队去井下救人和扑灭井底车场可能发生的再生火灾。

进回风井筒火灾的行动原则 进风井筒发生火灾时，应采取反风或停止通风机运转的措施。矿山救护队派一个小队灭火，另一个小队去抢救遇险人员。回风井筒发生火灾时，不应改变风流方向，在不引起可燃气体达到爆炸危险情况下，可采取减少风量、停止通风机运转的方法；这时救护队派一个小队灭火，另一小队进巷道救人，并对受伤人员进行急救。

井底车场火灾的行动原则 应采取反风或短路通风措施。回风井底发生火灾时，应保持正常风向，在不引起可燃气体爆炸情况下，采取减少风流的措施进行直接灭火（见矿内火灾防治），阻止火灾蔓延。救护队派一个小队去灭火，另一小队去救人。

井下硐室火灾的行动原则 如硐室无防火门，应控制风流并利用水、灭火器、高倍数泡沫直接灭火。救护队派一个小队灭火，另一小队去最危险区域抢救遇险人员。

上、下山及其它倾斜巷道火灾的行动原则 应采取控制风流或局部反风、区域反风的措施，防止火灾气体侵入有人作业的场所。若火灾发生在倾斜回风巷中，应保持风流正常方向，在无可燃性气体积聚危险时，减少供风量，降低燃烧强度，再行灭火。对下行风流火灾应增加进风量，减少回风风阻，防止风流逆转。救护队派一个小队灭火，另一小队去救人。

采煤工作面火灾的行动原则 一般可在正常通风情况下直接灭火。如直接灭火无效，应封闭工作面（见矿内火灾防治）。救护队派一个小队灭火，另一小队去救人。

独头巷道火灾的行动原则 应保持局部通风机正常通风；当风机已停时，不能盲目送风，应在侦察后据瓦斯浓度高低再决定是否启动局部通风机。救护队可派一个小队侦察，一个小队在灾区外待机，等情况查明后再分头去救人和灭火或远距离封闭。若巷道内充满瓦斯，在不需要救人情况下，不得深入火源处灭火或侦察。充满大量瓦斯的独头巷道虽已通风，但瓦斯涌出量仍在迅速增加时，也不得进入巷道内灭火，要在安全地点远距离封闭。

瓦斯煤尘爆炸事故的救护队行动原则 总的原则是：安全、迅速、有效。具体为：

(1)首先到达事故矿井的小队应切断灾区电源，对灾区进行全面侦察。查清遇险人数和分布地点，发现幸存者立即救出灾区、发现火源立即扑灭，并注意灾区气体成分变化。

(2)井筒、井底车场或石门发生爆炸时，救护队应派一个小队救人，一个小队恢复通风。如果通风设施损坏严重不能及时恢复时，救护队应全部救人。

(3)采掘工作面发生爆炸时，救护队应各派一个小队分别沿进风巷和回风巷进入灾区救人。

(4)为抢救人员而排除爆炸产生的有毒有害气体时，在确认没有爆源的基础上，清洗煤尘后，应尽快恢复通风。若有毒有害气体严重威胁回风侧人员，为了紧急救人，在保证进风侧人员已全部安全撤离情况下，可采取区域反风或局部反风措施，这时救护队要进入原回风侧引导人员撤离灾区。

(5)救护队在侦察中遇到冒顶造成堵塞时，侦察小队应迅速退出，寻找其他通道进入灾区，清理工作交给

后续小队完成；如巷道堵塞严重，短时内不能清除，应恢复通风后再行清理。

(6)在独头巷道很长、有害有毒气体浓度很高、支架损坏严重的情况下，如确认没有火源、遇险人员已牺牲时，严禁冒险进入强行搬人；要在恢复通风，支好支架后方可运人。

(7)对于火灾引起的爆炸事故，或在救人时仍有明火存在时，救护队应同时进行救人和灭火，并派人定期检查瓦斯，防止瓦斯积聚。

(8)抢救中，如有发生连续爆炸的可能性，为了安全地抢救遇险人员，可以应用"矿井气体爆炸危险判别仪"(见矿井气体爆炸危险判别仪)监测气体，利用爆炸的间隙时间进入灾区；在确认灾区无人或人员已牺牲时，救护队不得利用爆炸的间隙时间进入灾区。

煤与瓦斯突出事故的救护队行动原则 具体为：

(1)进入灾区侦察情况，查明突出地点、波及范围、破坏情况和灾区人员分布，判断是否诱发了瓦斯爆炸和火灾、是否发生了瓦斯逆流，并及时将查明的情况向指挥部汇报。如果事故发生在采煤工作面，一个小队从回风侧进入，另一个小队沿进风侧进入；仅有一个小队在场时，应从回风侧进入。如果事故发生在掘进工作面，则应从进风侧进入侦察和救人。对被突出煤岩堵在里面的人，应先利用压风管或打钻等方法输送新鲜空气，并组织人员清除堵塞物；如不易清除或清除需耗费很长时间，则应另开掘巷道救人。

(2)抢修通风设施，恢复正常通风。

(3)如发现喷出或突出的瓦斯燃烧时，应立即用干粉或二氧化碳灭火器灭火。

(4)在突出区设专人定时定地点用高浓度甲烷测定器检查甲烷浓度，并将测定结果及时报告指挥部。

(5)发现突出地点有异常情况，有可能发生二次突出时，要立即撤出人员，条件许可时，应在突出堆积物外面打密集支柱和防护板。

顶板冒落事故的救护队行动原则 具体为：

(1)先查明情况。查明冒落的原因、地点、范围、顶板特性以及进入冒落地点的通道、通风情况及空气成分、有毒有害气体涌出情况，遇险人数和分布位置，了解现场有无压风管路、有无支护材料等。

(2)抢救遇险、遇难人员。采用呼喊、敲击的方法或用地音接收器、无线电信号寻人仪等仪器探寻，准确判断被封堵人员的位置。在维护好顶板条件下，迅速清理堵塞物，小心地使用救护用千斤顶等起重工具移动岩石，将遇险、遇难人员救出；清理堵塞物有困难或时间太长时，可掘进小断面巷道到达被封堵人员的位置；如一时不能救出遇险人员，可利用原来的压风管、水管、刮板运输机或打钻等方法向被封堵地点输送新鲜空气、饮料和食物。

(3)尽快恢复事故区的正常通风。若事故区通风系统遭到破坏和巷道积聚瓦斯时，应安设局部通风机向事故地点送新鲜风，并清除堵塞物，修复工作面和巷道，恢复正常通风系统。

水灾事故时救护队行动原则 具体为：

(1)查明透水地点、水源、水量、静止水位及受灾范围，事故前人员分布情况，事故后人员可能躲避的地点及条件，以及可能进入躲避地点的通道；估算被堵人员所在地点容积、氧与瓦斯浓度，以及人员应救出的时间；判断透水量发展趋势及可能波及的区域和有无淹井危险。

(2)制定撤退及营救灾区人员的方案。

(3)按规定顺序关闭水闸门，防止水灾事故扩大。

(4)按估计的透水量和现有排水设备能力，实行强制排水；如排水设备能力不足，应增加水泵和管路，同时组织力量堵塞地面和井下补给水源和裂隙，排除有影响的地面积水，必要时打钻灌浆堵水。

(5)保护中央变电所和泵房。如下水平的人员已撤出、透水水平和中央变电所及泵房有被淹危险时，可将水导入下水平巷道内；如人员未完全撤出，可关闭硐室的水闸门或在适当地点用装有砂子、泥土和水泥的麻袋构成临时性水闸墙保护中央变电所和泵房正常工作，并用砖、石、混凝土、钢筋混凝土等材料筑永久性水闸墙。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《军事化矿山救护队战斗行动准则》，煤炭工业出版社，1987。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十二篇)，煤炭工业出版社，1991。

邸志乾编著，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业大学出版社，1986。

(丁世孝 邸志乾 辛广龙)

kuangjing zhileng kongtiao sheji

矿井制冷空调设计 (the design for the mine refrigeration and air conditioning system)

为改善矿工的劳动环境，使矿内气候参数符合有关规定的要求，根据矿井生产和热环境条件，计算矿井热负荷和需冷量、选择制冷空调技术装备和工艺系统所进

行的工作。分为方案论证、初步设计、技术设计、试制与试验及设计定型5个阶段。内容包括制冷空调系统的工艺设计、制冷空调设备的选型设计、载冷剂管道的保冷结构设计以及供水系统设计等。为节省工程投资和制冷空调系统的运行费用，在确定系统各组成要素性能的基础上，要进行优化设计，以使系统各组成要素达到最佳配合状态。

参考书目

茅以升主编，《现代工程师手册》，北京出版社，1986。

（杨德源）

kuangjing zhileng kongtiao xitong

矿井制冷空调系统 （mine refrigeration and air conditioning system） 由制冷站、空气冷却器、载冷剂管道、水冷却装置、冷却水管道及水泵站等组成的、有调节矿内空气温度、湿度等参数功能的系统。矿井制冷空调系统的功能由制冷剂、载冷剂和冷却水3个独立的循环系统来实现。按制冷能力和系统布置方式的不同，矿井制冷空调系统分为集中式和分散式2种。集中式制冷空调系统是由一个制冷站向多个采掘工作面（包括机电硐室）供冷，或即使向一个作业地点供冷，但供冷量很大（大于2MW）的系统；分散式制冷空调系统是用中小型制冷设备分别向个别作业地点供冷（供冷量小于2MW）的系统。

制冷剂循环系统 如彩图24中红色部分所示，制冷剂在蒸发器中蒸发吸收载冷剂的热量之后，被压缩机抽吸并压入冷凝器中，其在冷凝器里把热量传递给冷却水，然后经节流阀降压膨胀后返回到蒸发器中，继续蒸发吸收载冷剂的热量，以此循环，达到连续制冷的目的。

载冷剂循环系统 制冷站（机）的位置不同，构成的载冷剂循环系统亦不同，如彩图24中蓝色部分所示。

当制冷站设在井下时（彩图24*b*、*c*），载冷剂在空冷器中吸收风流的热量之后，通过管道水泵被送到蒸发器中，在蒸发器中将热量传递给制冷剂而降温，低温载冷剂又通过管道返回到空冷器中、继续吸收风流的热量，达到连续降低风流温度之目的。

制冷站设在地面时（彩图24*a*），载冷剂循环系统有由地面制冷站的蒸发器和井下高低压换热站及其连接管道构成一次循环系统和由井下高低压换热站和空冷器及其连接管道构成二次循环系统2个。二次循环系统中的载冷剂在空冷器中吸收的热量通过高低压换热站传递给一次循环系统中的载冷剂，一次循环系统中的载冷剂再通过蒸发器将热量传递给制冷剂。

在地面和井下同时设制冷站时（彩图24*d*），载冷剂循环系统有由地面制冷站的蒸发器、井下高低压换热器和制冷站的冷凝器及其连接管道组成的一次循环系统和由井下高低压换热器、蒸发器和空冷器及其连接管道组成的二次循环系统2个。工作中，二次循环系统中的载冷剂从高低压换热器流出后不直接去空冷器，而是通过井下制冷站的蒸发器进行二次冷却后再进入空冷器。

冷却水循环系统 冷却水循环系统由冷凝器、管道、泵站和冷却塔组成。冷却水在冷凝器中吸收载冷剂传给制冷剂的热量及压缩机对制冷剂的压缩热之后，经管道和泵站送到冷却塔中；在冷却塔中冷却水将热量传递给空气而被冷却；较低温度的冷却水再经管道回流到冷凝器中，继续吸收制冷剂的热量。地面和井下同时设制冷站时，井下制冷机的冷凝热通过载冷剂一次循环系统排除。采用风冷式冷凝器时（彩图24*b*），风流通过冷凝器直接排除冷凝热。

矿井集中式制冷空调系统 根据制冷站的位置、供冷范围以及风流冷却方式划分为地面集中式制冷空调系统、井下集中式制冷空调系统及联合式制冷空调系统3种。

地面集中式制冷空调系统 制冷站集中设在地面，向矿内供给冷量的制冷空调系统。世界上第一个地面集中式制冷空调系统于1920年建立于巴西的莫劳·约里赫（Morro Jelho）金矿，向井下2000m深处的生产水平供冷。20世纪70年代中期以后这种系统被广泛使用。中国煤矿的第一个地面集中式制冷空调系统于1994年建立于新汶矿务局孙村矿。图1所示为一地面集中式制冷空调系统示意图。为了避免一次循环系统（高压）的冷水直接进入空冷器，在深水平安设高低压换热站。高低压换热站有2种工作方式：①采用高低压换热器，通过它将一次循环系统中的载冷剂（冷水）的冷量传递给二次循环系统中的载冷剂（冷水）；②采用换能装置或能量转换器，通过它将来自地面的高压冷水转换为低压冷水。

井下集中式制冷空调系统 制冷站集中设在井下，在井下集中或分散冷却风流的系统。世界上第一套井下集中式制冷空调系统于1928年建立于南非的Daga—Fontein Mainz金矿；中国第一套井下集中式制冷空调系统于1984年建立于山东省新汶矿务局孙村煤矿，制冷能力为2400kW。井下集中式制冷空调系统的排热方式主要有2种：①利用矿内涌水或矿井回风流排热；②利用地面冷却塔排热。图2所示为一利用井下回风流排热的井下集中式制冷空调系统，冷却水通过设在回风道中的水冷却装置将从冷凝器中获得的热

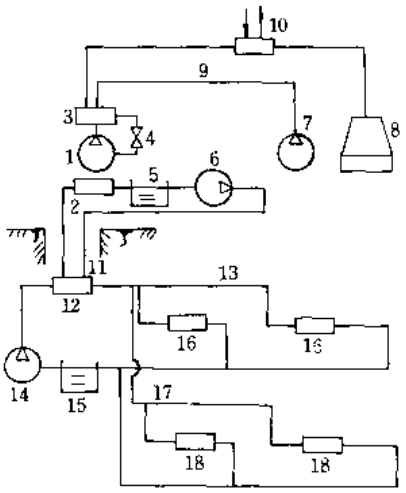


图 1 地面集中式制冷空调系统

1-压缩机；2-冷凝器；3—蒸发器；4—节流阀；5—水池；6、7、14—水泵；8—冷却塔；9—冷却水管道；10—热交换器；11—一次载冷剂管道；12-高低压换热站；13、17—二次载冷剂管道；15-水池；16、18-空冷器

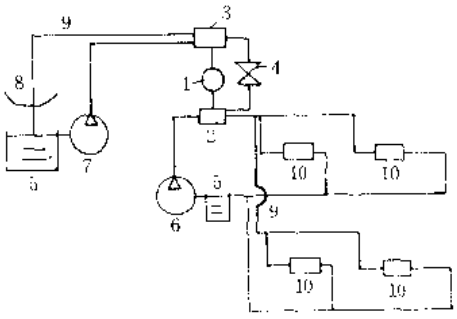


图 2 井下集中式制冷空调系统

1-压缩机；2 蒸发器；3—冷凝器；4—节流阀；5—水池；6、7-水泵；8-水冷却装置；9—管道；10—空冷器

量排放到回风流中。

联合式制冷空调系统 在地面和井下同时设制冷站，在井下集中或分散冷却风流的系统。世界上第一套联合式制冷空调系统于 1956 年建立于比利时的 Waterschei 矿。图 3 所示为在地面制冷站安设 3 台制冷机、在井下制冷站安设 1 台制冷机和高低压换热站的矿井联合式制冷空调系统。

分散式制冷空调系统 分散式制冷空调系统的特点是：系统结构简单、输冷距离短、制冷站分散供冷能力小。适用于矿内高温作业地点较少的矿井或已建立

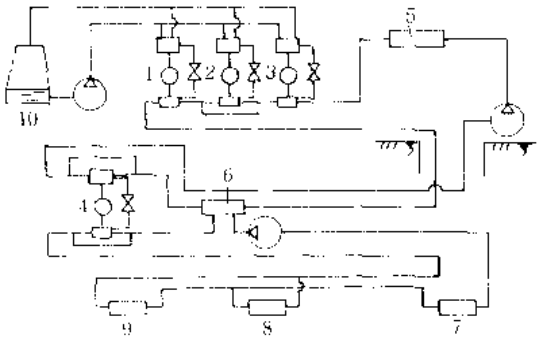


图 3 矿井联合式制冷空调系统

1、2、3、4-制冷机；5—空气预冷器；6-高低压换热站；7、8、9—空冷器；10—冷却塔

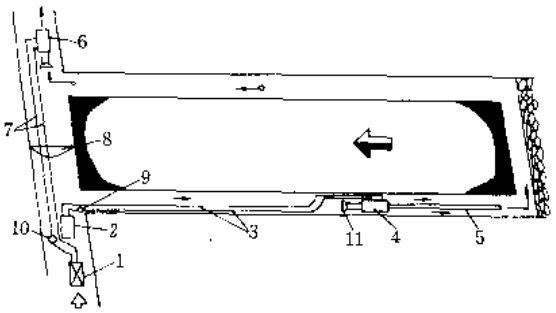


图 4 回采工作面制冷空调系统

1—压缩冷凝机组；2—蒸发器；3—冷水管道；4-空冷器；5—风筒；6—水冷却装置；7-冷却水管道；8—风门；9、10-水泵；11—风机

集中制冷空调系统矿井的边远采区。图 4 所示为回采工作面的局部制冷空调系统，由蒸发器出来的冷水经管道进入空冷器中并将冷量传递给风流，被冷却的风流经导风筒直接流入回采工作面。为了减少冷量损失，要求空冷器尽量接近工作面，一般为 50～100m。当平巷及工作面围岩温度较高（>40℃）、回采工作面较长（>150m）或风量较低时，可能出现工作面进口风温很低、而出口风温超限的现象，此时，需要分段冷却风流，即在平巷和工作面内分段安设空冷器。从第一台空冷器到第二台空冷器的最佳距离用下式计算：

$$L_{1\text{-}2}=\frac{M_B C_p}{K_r U}\ln\frac{t_{gu}-t_x}{t_{gu}-t_{max}}$$

式中 L_{1-2} 为 1、2 台空冷器之间的最佳距离，m；M_B 为通过巷道的风量，kg/s；C_p 为空气的定压比热，kJ/(kg·℃)；K_r 为风流与围岩的不稳定热交换系数，kW/(m²·℃)；U 为巷道的周界长，m；t_{gu} 为围岩的

初始温度，℃；t_1 为第一台空冷器出口风温，℃；t_{max} 为第二台空冷器的最大允许进风温度，℃。

参考书目

Ю. А. Цейтлин，《Проектирование и эксплуатация шахтных систем кондиционирование воздуха》，Москва，《НЕДРА》1983.

余恒昌等主编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

制冷工程设计手册编写组编，《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1978。

（杨德源）

kuangnei fengliu rezhuangkuang yuce

矿内风流热状况预测 （air thermal state prediction in mines） 在新矿井或新水平（或新采区）设计、建设或投产前预测矿井内风流的温度、湿度、气压和风速等热状态参数的作业。风流热状态是影响劳动生产率和人员健康的重要因素。

目的 ①预评估各井巷的热环境；②确定是否要采取发放高温津贴、改变工作制度、改变采掘部署和通风系统、采用空调设施等技术组织措施；③为选定降温方案和设备提供基础数据；④计算不同降温对策下的极限井采深度或工作面极限产量。

依据 ①矿区气候类型、历年的年平均和月平均气压和温、湿度；②地温沿水平和垂直方向的分布，煤岩的热物理参数及自燃、自热性，地下水的温度和地层的含水性；③采深、采掘部署、巷道系统、产量分布和通风系统等采掘技术条件；④本矿或相邻矿井的风流热状态资料等。观测统计数据愈丰富、预测的依据愈充分。

方法 各种方法都以热工原理为指导，在提出主要影响因素或作用机制，并进行若干简化后，建立数学模型和计算式；计算式中的有关系数根据统计资料或文献选定。按计算原理分类分为统计法和热（湿）平衡法。按计算的对象分类分为入风井筒风温计算法、平巷和斜巷风温计算法、回采工作面风温计算法和掘进工作面风温计算法。回采工作面的计算法也可归在平巷或斜巷的计算法中。

统计法 以对矿区地面及井巷的风流热状态参数的长期观测资料为依据，对各影响参数进行统计和回归分析，得出若干回归公式，选取符合要求者作为计算式的方法。拟合公式通常适用于同拟合条件相同或相近的条件下。中国煤炭科学研究总院抚顺分院根据广西壮族自治区合山煤矿入风井 1976～1979 年间的观测数据，中国淮南矿业学院根据长广七号井、徐州矿务局三河尖矿、淮南矿务局潘二矿和潘三矿的入风井 1984 年夏季的观测资料，依据地面月平均气温、月平均相对湿度、月平均大气压和井筒垂深拟合的夏季入风井井底当月平均气温的计算式为：

$$t_2=1.409+0.8422t_1+3.043\varphi_1+0.00684B_1$$

$$t_2=0.428\times10^4t_1^{0.8614}\varphi_1^{0.7063}B_1^{-3.527}H^{0.2342}$$

式中 t_2 为入风井底当月的平均气温，℃；t_1 为地面月平均气温，℃；φ_1 为地面月平均相对湿度；B_1 为月平均大气压，kPa；H 为井筒垂深，m。

热平衡法 根据热、湿平衡原理，由某计算段始点的空气压力，温、湿度及计算段内的热源，计算末点的温度的方法。分为第一种模式和第二种模式。

第一种模式 已知末点的相对湿度 φ_2（并将饱和含湿量表示为温度的函数）或计算段的湿热比 ε_1（或称干燥系数，即计算段湿热增量与计算段焓增之比）进行计算：

$$\varepsilon_1=C(t_2-t_1)/(h_2-h_1)$$

式中 C 为空气定压比热，kJ/（kg·℃）；h_1、h_2 为计算始点、末点空气的焓，kJ/kg、kJ/kg；t_1、t_2 为计算始点、末点的空气温度，℃、℃。

具体算法有 2 类：①对计算段列热平衡代数方程，解算终点风温 t_2；②对长度为 dy 的微元段列热平衡微分方程及其边界条件，积分解算风温 t_2。

第二种模式 假设末端的温、湿度值，然后反复试算逼近。

入风井底夏季风流热计算 根据计算段的热平衡代数方程，有：

井深不超过 900m、井筒内无局部热源（见矿井热源）：

$$t_2=-\frac{n}{2l}+\sqrt{\left(\frac{n}{2l}\right)^2+\frac{1}{l}(h_1+0.0098H-m)}$$

$$h_1=1.005t_1+X_1(2501+1.85t_1)$$

$$X_1=\frac{0.622\varphi_1p_{s1}}{B_1-\varphi_1p_{s1}}$$

$$B_2=B_1+DH$$

井深超过 900～1000m、井筒内有局部热源：

$$t_2=\frac{1}{2l}\left\{-(n+\frac{1}{2}A)-\sqrt{(n+\frac{1}{2}A)^2+4l\left(h_1+\frac{98}{10000}H-m+\frac{\Sigma Q}{M}+A\left(t_r-\frac{1}{2}t_1\right)\right)}\right\}$$

$$A=K_cF/M$$

式中 t_2 夏季井底气温，℃；t_1 为入风井口夏季入风平均气温，℃；h_1 为入风井口空气的焓，kJ/kg；X_1 为入风井口空气的含湿量，kg/kg；p_{s1} 为温度 t_1 时的饱和水蒸气分压力，Pa；H 为井筒垂深，m；φ_1 为入风井口夏季入风平均相对湿度；B_1 为井底大气压力，Pa；F 为井

壁表面积，m^2；M 为井筒风量，kg/s；K_r 为井筒围岩的不稳定传热系数，kJ/（m^2 · ℃ · s）；ΣQ 为井筒内局部热源的总放热量，kJ/s；t_r 为井筒围岩原始温度的平均值，℃；m、n、l 为拟合系数，根据夏季井底气温、相对湿度及井底大气压力值由相应的焓湿图表数据拟合而得；D 为系数，随井深和季节而变，夏季的 D 值参见表 1 选取；B_s 为夏季地面大气压力，Pa。

表 1

井深 H/m	500	750	1000	1250	1500
D 值	11.92	12.11	12.29	12.47	12.65

水平与倾斜巷道、回采工作面风流热计算 有二次方程求根法和微分方程积分求解法。根据计算顺序不同分为正向计算和逆向计算 2 类，正向计算是依据计算段始点风温计算末点风温，逆向计算是依据计算段末点的风温值计算始点的风温。

二次方程求根法 可利用井筒垂深超过 900～1000m、有局部热源的入风井底夏季风流热计算公式计算。这时 F 为计算段巷道长 L 与其周界长 U 的乘积；t_r 为计算段围岩原始温度平均值；ΣQ 则为计算段内煤壁氧化放热、机电设备放热、运输的煤炭放热以及压缩热（$0.0098H$）的总和。

微分方程积分求解法之一 风流潜热的变化用含湿量 X 的变化表示，对巷道微元段 dy 列热平衡方程：

$$M \cdot C \cdot dt + M \cdot r \cdot dX = K_r \cdot U \cdot (t_r - t) \cdot dy - \frac{\Sigma Q}{L} \cdot dy$$

边界条件 $y=0$ 时，$t=t_1$；$y=L$ 时，$t=t_2$

将热平衡方程分离变量、积分后，由边界条件得计算段末端风温 t_2 为：

考虑空气潜热变化：

$$t_2 = \left(t_r + \frac{\Sigma Q}{K_r \cdot U \cdot L}\right) \cdot \left\{1 - \exp\left(-\frac{K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C} \cdot \Phi\right)\right\} + t_1 \cdot \exp\left(-\frac{K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C} \cdot \Phi\right)$$

不考虑空气潜热变化：

$$t_2 = \left(t_r - \frac{\Sigma Q}{K_r \cdot U \cdot L}\right) \cdot \left\{1 - \exp\left(-\frac{K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C}\right)\right\} + t_1 \cdot \exp\left(-\frac{K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C}\right)$$

式中 C 为空气定压比热，kJ/（kg · ℃）；K_r 为巷道围岩不稳定传热系数，kJ/（m^2 · ℃ · s）；t_1、t_2 为计算段始、末点风流温度，℃；M 为巷道风量，kg/s；ΣQ 为计算段局部热源放出热量总和，kJ/s；r 为水的汽化热，kJ/kg；U 为计算段巷道周长，m；dt、dX 为 dy 微元段空气温度 t 和含湿量 X 的增量；L 为计算段的全长，m；t_r 为计算段围岩原始温度平均值，℃；t 为 dy 微元段空气温度，℃；H 为计算段的垂高差，风流下行时取正、上行时为负，m；Φ 为湿度因子。

当 $\varphi_2 = \varphi_1$ 时 $\quad \Phi = \frac{1}{1+K\varphi_1}$，$K = \frac{K_1}{B-p}$

当 $\varphi_2 \neq \varphi_1$ 时 $\quad \Phi = \ln\left(1 + \frac{K(\varphi_2 - \varphi_1)}{1+K\varphi_1}\right) \Big/ [K(\varphi_2 - \varphi_1)]$，$K = \frac{K_1}{B-p}$

式中 B 为巷道平均大气压，Pa；K_1 和 p 为一对与温度 t 有关的系数，根据温度 t 值由表 2 选取；φ_1、φ_2 为巷道或回采工作面始末端的相对湿度。

表 2 系数 K_1 及 p 取值表

t/℃	K_1	p	t/℃	K_1	p
0～10	93992	760	16～26	229980	2173
2～12	105990	867	18～28	255312	2466
4～14	117990	1000	20～30	282643	2733
5～16	131989	1133	22～32	315973	3066
8～18	147321	1267	24～34	350637	3466
10～20	165319	1466.5	26～36	383967	3866
12～22	187984	1666.5	28～38	426630	4266
14～24	209982	1933			

微分方程积分求解法之二 用显热比 ε_t 表示风流潜热变化的影响，这时巷道微元段的热平衡方程为：

$$M \cdot C \cdot dt = \varepsilon_t \cdot K_r \cdot U \cdot (t_r - t) \cdot dy + \frac{\Sigma Q}{L} \cdot dy$$

边界条件 $y=0$ 时，$t=t_1$；$y=L$ 时，$t=t_2$

解方程得末端风温 t_2

$$t_2 = \left(t_r + \frac{\Sigma Q}{K_r \cdot U \cdot L}\right) \cdot \left\{1 - \exp\left(-\frac{\varepsilon_t \cdot K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C}\right)\right\} + t_1 \cdot \exp\left(-\frac{\varepsilon_t \cdot K_r \cdot U \cdot L}{M \cdot C}\right)$$

式中 C 为空气定压比热，kJ/（kg · ℃）；M 为巷道风量，kg/s；t 为 dy 微元段的空气温度，℃；t_r 为计算段围岩原始温度平均值，℃；K_r 为巷道围岩不稳定传热系数，kJ/（m^2 · ℃ · s）；ε_t 为显热比（计算段显热增量与计算段焓增之比）；U 为计算段巷道周长，m；L 为计算段的全长，m；ΣQ 为计算段局部热源放出热量总

和，kJ/s；t_1、t_2为计算段始、末点风流温度，℃、℃。

掘进工作面热计算　掘进工作面的热计算需分段进行。如图1所示，1、2、3点表示风筒内风流，0、4、5点表示巷道内风流。风流从0点经过局部通风机到达1点，空气受局部通风机作用而升温。1、2、3点间，由于风筒内外的温差引起传热，风温继续变化，但含湿量保持原值，在3点空气从风筒流出，进入迎头，吸收迎头的热、湿而增湿、增焓。在掘进工作面分段热计算中，由于风筒内外互相影响，需要作一些假设，然后逐次试算追近。

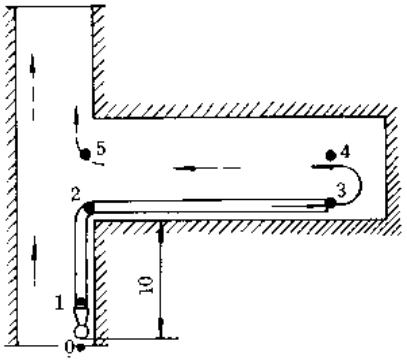


图1　掘进工作面热计算分段图

用t_3、t_1表示局部通风机入口、出口处的风温；1、2间距离不长时，取$t_2=t_1$；若1、2间距离较长，则：

$$t_1=t_0-\frac{N}{M_f\cdot C}\quad 或\quad t_1=t_0+\frac{H_s\cdot 10^{-3}}{\eta_s\cdot\rho\cdot C}$$

$$t_2=t_{0-5}-(t_{0-5}-t_1)\exp\left(-\frac{K\pi DL_{1-2}}{M_{1-2}\cdot C}\right)+\frac{0.0098H_{1-2}}{C}$$

$$t_3=t_{4-5}-(t_{4-5}-t_2)\exp\left(\frac{K\pi DL_{2-3}}{M_{2-3}C}\right)+\frac{0.0098H_{2-3}}{C}$$

$$t_4=t_3+\frac{\Sigma Q}{M_3C}-\frac{2501(X_4-X_3)}{C}$$

$$t_5=t_2+\frac{\Sigma Q_1}{M_fC}-\frac{2501(X_5-X_3)}{C}$$

$$\Sigma Q_1=\Sigma Q+\Sigma Q_2$$

式中N为局部通风机电机输入功率，kW；M_f为局部通风机工作风量，kg/s；C为空气定压比热，kJ/（kg·℃）；H_s为局部通风机工作静压，Pa；η_s为局部通风机静压效率（含电机效率）；ρ为局部通风机前后空气平均密度，kg/m³。t_2、t_3、t_4、t_5为2、3、4、5点的风温，℃、℃、℃、℃；t_{0-5}、t_{4-5}为0—5间及4—5间巷道内平均风温，$t_{0-5}=(t_0+t_5)/2$，$t_{4-5}=(t_4+t_5)/2$，℃、℃；K为风筒传热系数，对于普通胶质风筒，$K=(5.5\sim6.5)\times10^{-3}$kW/（m²·℃）；$D$为风筒直径，m；$L_{1-2}$、$L_{2-3}$为1—2、2—3间风筒长，m、m；$H_{1-2}$、$H_{2-3}$为1—2、2—3间的垂高差，风流下行时取正值，上行时取负值，m、m；M_{1-2}、M_{2-3}为1—2间、2—3间平均风量，kg/s、kg/s；M_3为3断面（风筒内）流向工作面的风量，kg/s；ΣQ为掘进迎头机电设备、巷道壁、人员及采落煤岩等散热量之和，kW；ΣQ_2为4—5间巷道内机电设备、巷道壁、人员及运输中煤岩等散热量的总和，kW；X_0、X_4、X_5为断面0、4、5处巷道内风流的含湿量，kg/kg、kg/kg、kg/kg。

计算时X_4及X_5的值根据统计资料确定，也可以表为该处相对湿度φ为温度t的函数。t_3、t_4、t_5值需经过反复迭代试算确定；也可编制电算程序用微机求算。

参考书目

[联邦德国] 约阿希姆·福斯著，刘从孝译，《矿井气候》，煤炭工业出版社，1989。

[苏] A. H. 舍尔巴尼等著，黄翰文译，《矿井降温指南》，煤炭工业出版社，1982。

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

（马逸岭）

kuangnei huozai

矿内火灾　(underground fires)　发生在煤矿井下巷道、机电硐室、煤柱、采掘工作面、采空区以及能波及井下造成危害的煤矿地面井口附近的火灾。是煤矿重大灾害之一。矿内火灾不仅会烧毁资源和设备，带来财产损失；而且会产生大量的有毒有害气体、造成井下风流紊乱，危害作业人员的身体健康和生命安全；还可能引起瓦斯、煤尘爆炸，扩大灾害范围。根据发生的原因、地点及燃烧对象等的不同，矿内火灾有不同的分类。矿内火灾的着火对象有开采的煤炭、随煤炭采出的碳质岩石、黄铁矿夹矸、木料、木支架、输送带、机油、润滑油、电气设备和供电线路的绝缘物、导风筒、瓦斯等可燃物。引起矿内火灾的火（热）源有外部火（热）源和煤、碳质页岩、黄铁矿石等易自燃物的自燃发热源。矿内火灾的突出特征是发生的空间和氧气供给量有限。矿内火灾的发生发展具有一定的规律，采取一定措施，可有效地进行预防和扑灭或控制。预防和控制矿内火灾的发生和发展是煤矿安全部门的日常工作和重点工作。中国《煤矿安全规程》对矿内火灾的预防、扑灭和火区管理作了具体规定。

认识史　人类对矿内火灾的认识和识别是从单一现象开始的，到17世纪英国人M. C. Plott等提出黄铁矿导因说时，已成为一门独立的学科。其研究、探讨

和阐述的内容包括火灾分类、煤炭自燃机理、煤炭自燃倾向、自然发火征兆、自然发火的预测预报、防灭火专项技术措施、防灭火规划与组织、火灾伴生现象、火灾控制与火区管理、火灾对矿井通风的影响和火灾时期风流控制及救灾技术等。1927年英国人M. C. Potter对煤炭自燃导因提出了细菌作用说；波兰学者R. Dubois、苏联学者A. A. Скочинский、英国学者T. F. Winmill和J. J. Graham等在深入探索中对细菌作用说提出了质疑，并提出了有力的论据。1940年苏联学者Б. В. Тронов提出了酚基作用说；继此之后，美国学者E. R. Jones与G. R. Yohe及波兰学者H. Rachtan分别于1941年和1945年研究提出了煤吸氧的理论。1951年苏联学者В. С. Веселовский等人提出了煤氧复合作用说，奠定了现代煤自燃导因的基础，被人们所普遍承认。

继煤自燃导因研究之后，另一集中研究的课题是煤炭自燃倾向性。目的是探求煤自燃的难易程度，为实践服务。此项研究始于20世纪的20年代。先后提出过吸氧量法、着火温度降低值法、氧化速度法、差热分析法、煤重测量法以及色谱吸氧量法等。

研究煤炭自燃的外部征兆以预测自燃火灾的工作始于20世纪20年代。英国学者J. J. Graham。首先提出了使用气体分析法检测矿内火灾的判别指标火灾系数。之后，相继提出氧减量法、一氧化碳增量法、乙烯或乙炔增量法以及它们的派生指标，为早期发现矿内火灾、建立电测仪表和束管检测系统奠定了基础。

煤矿防灭火专用技术与手段的发展，始于20世纪20年代黄泥灌浆法的应用。首先应用此法的是苏联，之后相继流传于各国。20世纪20年代中国和波兰出现了水砂充填防灭火法、惰性气体防灭火法（含炉烟法），20世纪70年代中国开始比较广泛应用阻化剂法，20世纪80年代液氮及气氮防灭火法、通风均压防灭火法与燃油惰气灭火法等方法得到迅速发展。到目前为止，在煤矿防灭火领域已形成了学术分支和应用系统。

苏联学者A. A. Скочинский和波兰W. Budryk于20世纪30年代和50年代首次发表了各有特色的矿内火灾专著，深入系统地介绍了学术与实践问题，同时，他们也将热力学原理用于矿业安全技术，提出火风压的概念，开辟了矿井通风与矿内火灾交叉学科的新领域，为矿内火灾时期风流控制，安全救灾提出了基本措施，为矿内火灾学科发展开创了新的一页。

中国的专家、学者对矿内火灾学科的发展和完善，以及实用技术的发展与完善，也作出了贡献，中国矿业大学、煤炭科学研究总院抚顺分院、抚顺矿务局等院校、科研、生产单位对火灾救灾专家系统的研究；煤炭科学研究总院抚顺、重庆两分院对阻化剂防火、煤自燃性检测与自燃火灾预测预报和惰性气体防灭火等的研究，以及抚顺、开滦、大同等矿务局的专家在水砂充填防灭火、气氮防灭火、均压通风防灭火等方法的开发与应用方面，也都作出了巨大贡献。

分类 根据矿内火灾发生的原因、地点及燃烧对象等不同分为：内因火灾（见内因火灾）；外因火灾（见外因火灾）；采空区火灾、巷道火灾、煤柱火灾、硐室火灾；电气火灾、带式输送机火灾、木支护火灾、瓦斯火灾；上行风流火灾、下行风流火灾、进风流火灾和回风流火灾。

采空区火灾 发生在采煤工作面采空区内或废弃的旧采场内的火灾。

巷道火灾 发生在井巷内的火灾。

煤柱火灾 发生在采掘工作面或巷道间的隔离煤柱内的火灾。

硐室火灾 发生在装备有机械、电气设备或存放物资的仓库内，或者进行修配作业的硐室内的火灾。

电气火灾 机械电气输变电设备及各类开关和输配（供）电线燃烧形成的火灾。

带式输送机火灾 带式输送机电驱动设备或输送带燃烧形成的火灾。

木支护火灾 木支架或木质背板等燃烧形成的火灾。

瓦斯火灾 矿井内以甲烷为主的可燃气体燃烧形成的火灾。

上行风流火灾 在风流自下而上流动的倾斜或垂直巷道内发生的燃烧过程。这种火灾的火源和热烟流所造成的火风压的作用方向与矿井主要通风机风压作用方向一致。火风压对矿井通风影响的主要特征是：从入风井流向火源，然后经火源流向回风井的主干风路中的风流方向，在一般情况下，与原风流方向相同；但旁侧风路的风流的方向将是不稳定的，甚至可能发生逆转（见矿内火灾时期风流控制），而造成意外的灾害。

下行风流火灾 发生在风流方向自上而下流动的风路中的可燃物燃烧过程。这种火灾的火源和热烟流所造成的火风压的作用方向与矿井主要通风机作用方向相反，只要火风压稍大，经过火源而后流向回风井的主干风路内的风流即会发生逆退，且此时的通风系统内风流的再分配及其动态比上行风流复杂，需采取特殊措施才能保持风流稳定。

进风流火灾 发生在矿井、矿井一翼或采区、采煤工作面进风风流内的可燃物燃烧过程。进风流风量大、相对回风流的风压较高，火灾产物不易显现，因此，火

灾一般不易早期发现，且因供氧充分，火势发展迅猛，不易控制，而采掘人员又处于下风流，直接受烟火的侵袭，故对这种火灾，除应根据发火风路是上行还是下行分别控制外，还应根据进风风流的特点采取矿井反风、局部反风或短路通风等措施防治其危害，此时，控制技术还必须考虑反风后的风流状态。

回风流火灾　发生在矿井、矿井的一翼或采区、采煤工作面回风风流里的可燃物燃烧过程。回风流火灾尽管不像进风流那样危险，但一旦高温烟流流经的路途上有上行或下行风路存在，同样会出现上行或下行风流火灾所能带来的险情。也必须采取相应的施救措施。

矿内火灾的伴生现象　矿内火灾在燃烧过程中，由于受风网结构及风流控制等因素的影响，会出现烟流弥漫、火风压（见火风压）、风流逆转、再生火源、烟流逆退和烟流回流等伴生现象。

烟流弥漫　矿内火灾时期，由可燃物燃烧生成的大量高温有害气体、未燃烬的碳质微粒和煤干馏产生的烟雾与矿内空气混合，沿井下巷道随风流流动的现象。由于烟流在井下流动的空间有限，因而在相当远的距离内仍会保持高温状态，同时由于含有大量有害气体，不仅不能使井下职工难于投入救灾，而且还可能伤害无防护的人员，即便是救护队，也难以在高温环境里执行任务；且高温烟流中的可燃成分和未燃烬的碳质微粒，在弥散流动过程中，一旦与富氧的风流相遇，亦会重新燃烧而引发二次火源；烟流中含有的可燃气体，在爆炸限度之内与明火相遇时还可能发生爆炸。

烟流逆转　矿内火灾时期，在火风压作用下，某些风路内风流逆着原有方向运动的现象。风流逆转，往往使井下那些似乎安全的地区突然出现烟流，会造成人员意外中毒或窒息，是造成井下灭火救灾时发生大量人身伤亡事故最常见的导因之一。

再生火源　矿内火灾时期，继原生火源之后，在远离原生火源地再次形成的新的燃烧源。再生火源可以有一个或几个，大都发生在煤巷的交汇处、木支护及其它可燃材料支护的巷道的交汇处。有 2 种情况引起再生火源：第一种情况是，烟流中含有较多的可燃物，只因为缺氧而尚未燃烬，但温度依然很高，在流经的线路中，当掺入新风增加了氧气时，就重新燃烧起来形成再生火源；第二种情况是，烟流不含有可燃性成分，但它的温度仍然很高，在流经的路途上可将木支护、可燃材料或巷道帮壁的煤炭等加热到着火温度，当掺入新风后即会燃烧起来再次形成燃烧源。灭火救灾时，再生火源的出现会使救灾过程复杂化，会增加控制火灾的难度。

烟流逆退　矿井火灾时期，发火巷道内烟流沿着主干风流方向逆流而退的现象。这种风流紊乱现象，可能发生在上行风流通风的巷道内，更常见的则是发生在下行风流通风的井巷内。主干风路中出现烟流逆退现象，不仅能扩大烟侵地区，而且往往给处于火源上风侧进行直接灭火的救灾人员带来威胁，甚至会迫使直接灭火作业不得不终止。

烟流回流　在火源的上风侧（火源回风侧），巷道的同一断面内既有风流沿着底板、以原有的方向向火源流动，又有烟流沿着顶板逆风向退的现象。又称烟流滚退。火烟温度越高，流动速度越慢，发生滚退的几率与范围越大。火烟的滚退，往往是主干风流的逆退与旁侧风流逆转的前奏，虽形式不一，但危害相同。

矿内火灾危害统计分析指标　矿内火灾不仅会造成人身伤亡事故，同时也给矿井带来资源和物质财产损失。通常用百万吨发火率、火灾事故伤亡率、重大火灾事故率、火区封闭面积、冻结煤量、火区下压煤量和火灾影响煤量等指标衡量矿内火灾的危害程度。

百万吨发火率　矿井每采出 1Mt 煤发生的矿内火灾次数。常以内因、外因和总火灾次数分别统计。它一方面表征矿内火灾的严重程度，同时亦表征矿内火灾防治管理的水平。中国煤矿平均年百万吨发火率为：1957～1962 年为 2 次以上，1963～1970 年为 1 次，1971～1975 年为 1.6 次，1976～1980 年为 1.75 次，1981～1985 年为 1.38 次。1966 年百万吨发火率只有 0.54 次，1987 年为 0.65 次。

火灾事故伤亡率　单位产煤量统计的矿内火灾发生时的人员伤亡数。习惯上按矿井每采 1Mt 煤因火灾而造成的人员伤亡数统计。它表征矿内火灾给人员带来的危害程度，亦表征矿井灭火救灾技术水平的高低。

重大火灾事故率　矿内火灾发生时造成重大人员伤亡的事故的数值。中国规定，凡在一次矿内火灾中造成 3 人以上的伤亡事故，即定为重大火灾事故。1988～1993 年间中国各类煤矿发生重大火灾事故 38 次，死亡 334 人，分别占重大事故次数的 2.1%和死亡人数的 2.8%。

火区封闭面积　因发生矿内火灾而被封闭起来的空间面积值。习惯上以平方米统计。它表征因火灾而封闭的范围和矿井所承受的物质损失程度。

火区冻结煤量　因发生矿内火灾而封闭暂时无法开采的煤量。据 1985 年统计，中国煤矿中火区冻结煤量，累计近 60Mt。

火区下压煤量　因发生矿内火灾而封闭形成的火区下部邻近煤层，或本煤层的下阶段，或左、右邻区（或工作面）内，暂时无法开采的煤量。

火灾影响煤量　在处理矿内火灾过程中因生产停顿而影响的产煤量。

参考书目

戚颖敏编，《矿井火灾灾变通风理论及其应用》，煤炭工业出版社，1978。

W. Budryk, 《Pożary i wybuchy w kopalniach, część, Pożary podziemne》, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Stalinogród, 1956.

Z. Maciejasz F. Kruk, 《Pożary podziemne w kopalniach, część 1》, Wydawnictwo Śląsk, Katowice, 1977

А. А. Скочинский В. М. Огиевский, 《Рудничные пожары》, Углетехиздат, Москва, 1954.

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

（戚颖敏）

kuangnei huozai fangzhi

矿内火灾防治　(fire control in mines)　为防止井下发生火灾、控制火灾和消除火灾不良后果，所施行的技术和工程。矿内火灾是煤矿主要灾害之一，它能影响生产、烧毁煤炭资源和矿井设备、酿成人员伤亡。国内外煤矿中火灾时有发生，防治矿内火灾是煤矿安全工作的重点之一。“预防为主”是防治矿内火灾的原则，从矿井设计、建设到矿井生产过程中都应体现防火要求，开拓、掘进、回采、通风、煤炭运储、安全用电等环节都应有防火措施。合理的开拓系统、开采方法以及通风系统对于防止自燃火灾的发生起决定性作用。从防自燃火灾角度出发，对开拓、开采的要求是：最小的煤层暴露面、最大的煤炭回采率、最快的回采速度、易于隔绝的采空区；对通风系统的要求是通风压差小、漏风少。

对于矿内火灾，必须根据火灾发生的地点、性质、发展阶段及其范围和现有的灭火工具、器材，采取相应的方法才能安全、迅速地消灭。在火灾的开始阶段应力求用积极的方法将它扑灭；或使其局限在一定范围内，阻止其蔓延扩大。矿井火灾时期风流的控制正确与否至关重要（见矿井火灾时期风流控制）。

为防治矿内火灾，各产煤国都颁发有专门的规程、规范。中国《煤矿安全规程》对防火、井下自然发火预防、井下灭火与火区管理作出了具体规定，并颁发了《矿井防灭火规范》（试行）。

矿内火灾防治包括防火与灭火 2 部分。

防火　防止矿内火灾发生的作业。首要任务是防止可燃物燃烧或将其限制于萌芽阶段。主要通过预测识别煤的自燃倾向性、火灾检测预报、严格管理可燃物和明火的使用及爆破作业、加强电气设备维护保养、合理布施消防器材、合理开采易燃煤层、选用不燃性支护、堵塞漏风、制止矿压破坏煤柱等手段实现。专用的防火措施有灌注泥浆、充填砂石或粉煤灰、均压、喷洒阻化剂、注入惰性气体等，灌注泥浆是应用最广的措施。

灭火　使用适宜的器具、材料、设备和设施扑灭或控制火灾的作业。灭火方法有直接灭火法、隔绝灭火法（见隔绝防灭火）和综合灭火法 3 种。灭火的任务是安全、迅速、有效地扑灭已发生的火灾。灭火时一般首先采用直接灭火法；因火势太大，灭火器材和人员不能直接灭火时，应选用隔绝灭火法将火源封闭于最小范围内；或采取措施加速封闭区内的火源的熄灭，即选用综合灭火法。煤矿中较普遍采用综合灭火法。

直接灭火法　使用水、砂、岩粉、土、泡沫、惰气等物质，通过相应设备直接施加于着火物，使火窒息、降温熄灭，或者直接挖除着火物的作业。适用于扑灭初起或表面火灾。

综合灭火法　以封闭火区为基础，再采取向火区内部注入惰气、泥浆或均衡火区漏风通道压差（均压）等措施的灭火方法，又称联合灭火法。目的是加速火灾熄灭。此法，煤矿中应用较普遍。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

А. А. Скочинский В. М. Огиевский, 《Рудничные пожары》, Углетехиздат, Москва, 1954.

（戚颖敏）

kuangnei huozai yubao

矿内火灾预报　(prediction of mine fires)　按规定的技术标准和工艺流程，应用相应的工具、仪表和设备，在基建或生产矿井内，检测火灾的有关参数、发现井下非控制燃烧的技术。目的是早期发现孕育中的火灾，及时采取措施抑制其发展或将其消灭于萌芽中，以避免造成物质损失或人身伤亡事故。各产煤国对矿内火灾预报工作都作出了具体规定。中国《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范》(试行)中对矿内火灾预报的组织、技术手段、检测内容和数据处理等作出了规定。

矿内火灾预报方法主要有测温、电离、红外线和气体分析等多种；中国煤矿主要采用测温和气体分析法，并生产有多种便携式测定仪表和束管连续监测系统。火源的圈定亦是矿内火灾预报的重要内容，其对隐蔽

火灾（煤炭自然发火）的消除尤为重要。火源圈定的方法有测温预报法、测氡气法和气体分析法，正在研究利用示踪气体等方法。随着科学技术的发展和检测技术的提高，将会出现更先进、更有效的矿内火灾预报和圈定火源的方法和仪表，并向多参数、自动连续集中监测方向发展。

方法 常用的有测温法、光电法、电离法、红外线法和气体分析法等。使用的仪器、仪表可用于预报，亦可用于警报。

测温法 通过测定煤或其它客体的温度或温升率探测火灾的技术。这是最早采用的方法，现在不少国家仍作为预报辅助手段。使用的检测仪表有简易温度计（水银温度计）、各类热开关、低熔点固体开关、热变电阻和热电偶等。简易温度计用于测定煤柱或煤壁温度。热电阻和热电偶测温器是各国用得最多的测温仪表，有2种测温方法，一种是将感温元件置入钻孔测定煤体的内在温度，原苏联的铜电阻作感温元件的煤块自热信号器即是放入钢圆筒内再置入钻孔测定煤柱温度的；另一种是将感温元件放在被测定地点（采空区）测定空气温度。

光电法 根据火灾时烟雾对光的作用，利用光敏换能器，驱动电气线路发出预报信号的测报技术。使用的仪器为光电烟雾报警器，它对烟雾生成较多的电缆火灾具有很强的敏感性。

电离法 根据火灾烟雾对电离电流有削弱作用的原理而制定的探测火灾的技术。使用的仪器为离子烟雾报警器，该装置的灵敏度较高，但使用同位素作放射源，维护和修理都较复杂。目前，大都用于地面建筑物火灾的预报，井下使用尚有一定的限制。

红外线法 用红外探测器，把煤壁或其它地点煤自燃过程中放散出的辐射能接收并转换为电能，再转换成温度值预报火灾的技术。使用的仪器有红外温度计、红外扫描器等。美、英、俄研制的红外线探测仪能将红外能转为可见光，形成红色图像，并可拍成照片。这类仪器的灵敏度较高，最小鉴别温度可达0.1～0.2℃，但使用时须直接对着火源，在矿井井下使用有它的局限性。

气体分析法 通过检测井下风流内的气体组分，探测煤炭自燃火灾的技术。目前煤矿井下使用比较广泛。分析方法有五氧化二碘法、氧化触媒法、硒试纸法、红外线法和色谱法等；近代发展较快的是红外线法和色谱法。

分析矿内大气成分常用的仪器、仪表有根据氧气在磁场及温度场同时作用下的顺磁性与其它气体不同的原理制作的热磁氧气分析仪、根据电化学原理制作的电化学氧气分析仪；根据红外线吸收原理制作的红外线一氧化碳分析仪、根据热催化燃烧原理制作的一氧化碳分析仪、根据半导体的阻抗随一氧化碳气体的浓度变化而变化的原理制作的一氧化碳分析仪，根据既定气体介质在一氧化碳浓度不同时产生不同电动势的原理制作的电化学一氧化碳分析仪；根据分子吸附原理制作的气相色谱仪等，气相色谱仪能作火灾气体的全组分分析，可人工进样，也可用于集中检测系统自动进样，在中国应用较多，检测方式有单体仪表、人工检测及微机操作集中检测（如束管连续监测系统）等，微机操作集中检测是发展的方向。

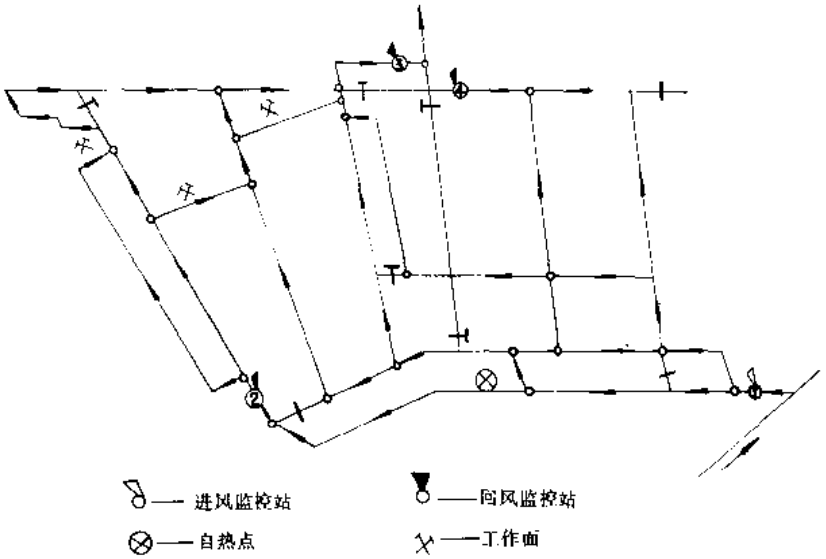


图1 矿内火灾预报监控区及观测站设立图

对于矿内大气成分的变化，煤炭自燃低温氧化的初期，表现为风流中氧气的浓度下降、二氧化碳和一氧化碳气体的浓度增加；自热和燃烧（自燃）阶段，表现为乙烯气体浓度与乙炔气体浓度的增加等等。

测报时，首先在监控区的进风流和回风流内分别设定观测站，由人工或自动监测装置定期采集气体试样进行分析；然后，根据选定的标志气体成分的变化判断火灾的状态。预报监控区及观测站设定如图 1 所示。

火源圈定 使用相应的工具或仪器、仪表，按规定的技术标准和工艺流程，测定矿体热效应的参数，发现隐蔽火灾或确定其位置的技术。常用的有测温预报法、测氧气法和气体分析法。

测温预报法 通过测定矿内火灾发生后矿体及其相邻的大气和流经矿体的水等介质的温度变化，圈定火源的方法。应用的工艺是：在矿内设定相应数量的固定测温点，使用适宜的仪器、仪表或工具定期测定各点处的实时温度，根据温度场的变化和分布状态绘制出的等温线图圈定火源。测温法使用的工具、仪器或仪表随观测方法不同而不同。

测温法圈定火源的临界指标通常为矿体 70 C、矿水 25 C、矿内大气 30℃；超过临界值，即可认为该处已孕育有火源。

参考书目

B. Firganek F. Kucbaina,《Zagrożenia naturalne w Kopalniach》, Wydawnictwo Śląsk, Katowice, 1983.

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井防灭火规范（试行）》，煤炭工业出版社，1988。

（钱国胤）

kuangnei kongqi

矿内空气 （mine air） 来自地面的新鲜空气和井下产生的有害气体及浮尘的混合体。矿内空气分为新鲜空气和污浊空气 2 种，成分与地面空气相同或近似的空气称为新鲜空气，简称新风；而受到井下浮尘和有害气体污染的空气称为污浊空气，简称乏风。习惯上，将自进风井口至用风地点间井巷中的空气称为新鲜空气，将用风地点至出风井口间井巷中的空气称为污浊空气。污浊空气同地面空气相比，组分的种类增多了，组合的比例、风流质量和物理参数也发生了变化。

组分及其基本性质 矿井空气除主要成分氧气 O_2、氮气 N_2、二氧化碳 CO_2、水蒸气以外，还有甲烷 CH_4、一氧化碳 CO、硫化氢 H_2S、二氧化硫 SO_2、氮氧化物（以 NO_2 计算）、氨气 NH_3、氢气 H_2、矿尘和其它有害物质。

（1）氧气。化学分子式为 O_2，为无色、无臭、无味，标准状况下密度为 1.429kg/m³，人体呼吸所必须的物质。人在静止状态时的耗氧量为 0.25 L/min，工作时为 1～3 L/min。当空气中氧的体积浓度降到 15% 时，人会出现呼吸急促、脉搏加快的现象；降到 10% 时，人就会出现休克。矿井空气中的氧气除供人体呼吸外，还会被矿井各种物质的氧化、煤炭的自燃、火灾以及瓦斯煤尘的爆炸等大量消耗掉；此外，井巷中放出的有害气体也会相对地降低矿井空气中的氧气浓度。为了确保人员健康，中国《煤矿安全规程》对进入采掘工作面的风流氧气浓度作了具体规定。

（2）二氧化碳。化学分子式为 CO_2，是一种无色、略带酸臭味，标准状态下密度为 1.976kg/m³，微溶于水，不助燃的窒息性气体。当浓度达 1% 时，人体呼吸感到急促；达 5% 时，呼吸困难，有耳鸣感觉；达 10%～20% 时，呼吸将处于停顿状态，并会失去知觉；当浓度高达 20%～25% 时，人将窒息死亡。二氧化碳主要来源于人体呼吸、工程爆破、瓦斯煤尘爆炸以及矿井火灾，煤、岩中也能释放出二氧化碳气体。有些矿井会发生二氧化碳突出，吉林营城五矿 1976 年 6 月发生的二氧化碳突出，一次突出的二氧化碳达 11000m³。

（3）氮气。化学分子式为 N_2，是无色、无臭的惰性气体，具有窒息性，标准状态下密度为 1.25kg/m³。在废弃旧巷或封闭的采空区中，可积存大量氮气。

（4）一氧化碳。化学分子式为 CO，是无色、无臭的有毒性气体，微溶于水，能燃烧，当浓度在 13%～75% 范围内时，遇火能爆炸，标准状态下密度为 1.25kg/m³。主要由煤炭的自燃、火灾、煤尘和瓦斯的爆炸以及爆破作业产生，有的煤层中会放出少量一氧化碳。一氧化碳被吸入人体后，通过肺气泡进入血液与血红蛋白结合，血液的输氧能力减弱，人体会因缺氧而致命。一氧化碳对人体的危害取决于一氧化碳的浓度和人的接触时间，其关系见表 1。

表 1 不同一氧化碳浓度和接触时间条件下的人体反应表

空气中 CO 的浓度 (‰)	接触时间/min	人体反应
0.05	150	轻度头痛
0.25	120	严重头痛、眩晕
0.5	90	恶心、呕吐
1.0	60	昏迷
10	5	死亡

(5) 硫化氢。化学分子式为H_2S，是无色而带有臭鸡蛋味的有毒气体。溶水性较大，能燃烧，当浓度在4%～46%范围内时，遇火能爆炸。标准状态下密度为1.539kg/m³。主要来源于硫化矿物的水解和有机物的腐烂，个别矿井（如乌达矿区）的煤、岩层中也有硫化氢泄出。硫化氢对人体的眼睛、粘膜和呼吸道有强烈的刺激作用，当硫化氢浓度达0.15‰时，人体就会出现头痛、胸部有压抑感；浓度达0.5‰时，人体会发生亚急性中毒，15～30min内会出现呼吸及行动困难、神志不清；浓度达1.0‰～1.5‰时，人体将会发生急性中毒，呼吸会停止，以至死亡。

(6) 氮氧化物（以NO_2计算）。氮氧化物主要来源于爆破作业，其成分主要是NO_2，呈褐红色，有刺激性嗅味，剧毒，对眼、鼻腔和呼吸道有强烈的刺激作用。浓度达0.06‰时，人体短时间内即会出现咳嗽和胸部发痛现象；浓度达0.1‰时，会出现剧烈咳嗽、神经麻木现象；而浓度达0.25‰时，短时间即可死亡。

(7) 二氧化硫。化学分子式为SO_2，是无色而具有强烈硫磺气味的剧毒性气体。标准状态下密度为2.857kg/m³。易溶于水，主要来源于含硫矿物的氧化与燃烧，含硫矿层中也有涌出。二氧化硫对眼、鼻和呼吸道的粘膜有刺激作用。浓度达0.005‰～0.01‰时，刺激鼻与喉头，会引起咳嗽；浓度达0.03‰～0.04‰时，会出现呼吸困难；浓度达0.4‰～0.5‰时，短时间内即会死亡。

(8) 氨气。化学分子式为NH_3，是无色而有强烈刺激臭味的剧毒气体，标准状态下密度为0.759kg/m³。主要来源于矿内火灾或爆炸，一些矿井中岩层会涌出天然氨气。氨气对眼角膜、皮肤、上呼吸道有刺激作用，可影响视力，导致呼吸器官和心脏功能减弱。浓度达2.5‰时，有急性致死危险。氨气与空气混合后有爆炸性，氨气的爆炸浓度范围为15%～28%。

(9) 氢气。化学分子式为H_2，是无色、无臭具有爆炸性的气体，标准状态下密度为0.0899kg/m³。主要来源于矿井火灾、爆炸和充电硐室的充电作业。氢气与空气混合后有爆炸性，爆炸浓度范围为4.0%～75.6%。

(10) 甲烷。化学分子式为CH_4，是一种无色、无臭、无味、无毒的可燃性气体，标准状态下密度为0.716kg/m³，来源于煤、岩层中。甲烷同空气混合后有爆炸性，爆炸浓度范围为5%～16%。煤矿中，常将甲烷称作瓦斯。

(11) 矿尘。采掘和其它生产过程中破碎的煤和岩石微细颗粒。有煤尘和岩尘两种。矿尘能引起矿工的尘肺病，有些煤尘具有爆炸性。

(12) 其它有害物质。包括井下使用的压缩机和柴油机排出的醛类和油烟、有些矿井的矿层或地下水放出的氡气Rn等物质。

安全质量标准 为了确保矿井安全和工作人员的身体健康，中国《煤矿安全规程》对煤矿井下存在的各种有毒有害气体的最高允许浓度都作了具体规定，对矿尘的最高允许浓度也作了具体规定（见粉尘卫生标准）。

检测 矿井空气成分的检测是矿井通风测量的主要内容，其方法、要求和使用仪器设备因检测成分不同而异。可在化验室利用气相色谱仪或气体分析仪分析气样获得井下空气的成分及其浓度，也可利用便携式检测仪表在现场对空气中某成分进行快速检测。便携仪有氧气检测仪、一氧化碳检测仪、甲烷测定报警仪、袖珍式气体监测器、多种气体检测仪等（见矿井气体检测仪器）。矿井空气中粉尘浓度利用浮尘测定仪或呼吸性粉尘测定仪测定（见煤矿粉尘浓度测定仪）。

参考书目

赵以惠主编，《矿井通风与空气调节器》，中国矿业大学出版社，1990。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

（姚尔义）

kuangshan jiuhu

矿山救护 (mine rescue) 采用一定的技术装备及组织措施，对矿井所发生的灾害事故进行预防和排除的技术。是控制灾害范围、减少人员伤亡和财产损失、抢救遇险及遇难矿工的重要手段，是煤矿安全工作的组成部分。矿山救护工作由矿山救护队实施。由于不同的灾害事故的救护技术不同，各产煤国为准确实施矿山救护工作，均制定有相应的规程、规范，中国《煤矿救护规程》对矿山救护队的组织、任务、技术装备、管理和各类灾害处理的行动原则等作了具体的规定。世界上第一批矿山救护组织机构是19世纪前半期成立于英国加的夫、南威尔士和德国萨尔矿区的由矿工组成的矿山救护志愿队；第一台救护用压缩氧呼吸器于1853年由比利时学者施瓦纳姆发明。中国的矿山救护工作在1949年前基本上是空白，1949年只有3个矿务局建立了专职救护队；救护器材在20世纪50年代初期也仅有抚顺煤矿安全仪器厂一家生产。

矿山救护的工作内容 包括：抢救井下遇险遇难人员；处理井下火、瓦斯、煤尘、水和顶板等灾害事故；参加扑灭危及井下人员安全的地面火灾；参加排放瓦斯、震动性放炮、启封火区、反风演习和其他需要佩戴

氧气呼吸器的安全技术工作；参加审查矿井灾害预防和处理计划，协助矿井搞好安全和消除事故隐患的工作；协助矿井搞好职工救护知识的教育和辅助救护队的培训工作；开展救灾技术研究和救护队装备的研究等。

矿山救护工作发展趋势 ①继续应用并完善火区惰化、高泡灭火、快速密闭、被困遇险人员生存条件判断等技术；②推广应用无线电接收寻人技术、灾区有害气体可爆程度监测技术；③研究杜绝救护人员自身伤亡措施；④逐步将计算机应用于矿山救护队的事故处理工作，实现快速得出最佳的事故处理方案；⑤研制并推广正压式全面罩等新型氧气呼吸器；⑥研制和使用新型的抗热服、新型灾区救护通讯装备；⑦研制并逐步配备双向伸缩千斤顶、起重气垫等处理冒顶事故新装备。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部颁布，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十二篇），煤炭工业出版社，1991。

邱志乾，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

В. В. ХОДОТ, «Горноспасательное дело», углетехиздат, 1951.

Е. А. Козловский, «Горная энциклопедия том2», Москва «Советская энциклопедия», 1984.

（李文瑞 施申忠）

kuangshan jiuhudui

矿山救护队 （mine rescue team） 矿山发生灾害时，能迅速赶赴现场抢救人员处理灾害的救护组织。第一批矿山救护队成立于19世纪前半期的英国加的夫、南威尔士和德国萨尔矿区，是由矿工组成的矿山救护志愿队。波兰、俄罗斯、德国、英国、美国等国的矿山救护队均为志愿救护人员组成的救护队。中国的矿山救护队由专职救护队和辅助救护队构成。由于矿山救护队的工作环境恶劣、危险因素多，队员的劳动强度很大，因而只有一定的特殊条件要求的人员才能加入矿山救护队。中国《煤矿救护规程》对救护队的组织、队员条件、任务、技术装备、管理和各类灾害处理的行动原则等作了具体规定。

组织系统 中国的矿山救护队的组织系统是：矿山救护总队—支队—大队—中队—辅助队。实行军事化管理、统一指挥、统一行动的管理体制。

矿山救护总队设立于煤炭工业部，是全国煤矿救护工作的领导机关和职能主管部门，对全国煤矿矿山救护队实施统一管理和抢险救灾的调度与指挥，挂靠在煤炭工业部安全司。

矿山救护支队设于各省（区）煤炭管理机构的安全监察局，是各省（区）煤矿救护工作的领导机关和职能主管部门，对省（区）范围内的煤矿矿山救护队实施统一管理和抢险救灾的调度与指挥。

矿山救护大队建立于各省（区）按煤矿分布、灾害程度、地理位置等情况，以100km为服务半径划分的若干个区域中，是完备的联合作战单位，是本区域的救灾专家、救护装备和演习训练中心，负责区域内矿井重大灾害事故的处理与调度、指挥，对直属中队实行领导，并对区域内其他矿山救护队、辅助矿山救护队进行业务领导。

各矿山救护大队在本区域内适当位置设置矿山救护中队。矿山救护中队是独立作战的基层单位，由3个以上的矿山救护小队组成，配置正、副中队长和工程技术人员、汽车司机、电台话务员等。

矿山救护小队是执行作战任务的最小战斗集体，由9人以上组成。设正、副小队长各1人。

辅助矿山救护队根据矿井的生产规模、自然条件、灾害情况建立，由3个以上的小队组成。辅助矿山救护队直属矿长领导，业务上受矿总工程师（或技术负责人）和矿山救护队领导，由专职队长和专职仪器装备维修工进行日常工作。

任务 各国的矿山救护队的任务各不相同。中国的专职矿山救护队和辅助矿山救护队的任务又各有侧重。

专职矿山救护队 抢救井下遇险遇难人员；处理井下火、瓦斯、煤尘、水和顶板等灾害事故；参加扑灭危及井下人员安全的地面火灾；参加排放瓦斯、震动性放炮、启封火区、反风演习和其它需要佩戴氧气呼吸器的安全技术工作；参加审查矿井灾害预防和处理计划，协助矿井搞好安全和消除事故隐患的工作；负责辅助救护队的培训和业务领导工作；协助矿井搞好职工救护知识的教育；参加煤矿以外的灾害处理。

辅助救护队 做好矿井事故的预防工作，控制和处理矿井初期事故；引导和救助遇险人员脱离灾区，抢救遇险遇难人员；参加需要佩戴氧气呼吸器的安全技术工作；协助矿山救护队完成矿井事故处理工作；进行矿井职工自救与互救知识的宣传教育工作。

管理 中国的矿山救护队实行军事化管理，实行军事化队衔制度；配发统一的服装和臂章（见彩图25）；有统一的队旗、队徽、队歌；有严格的队容、风纪、礼节；有严格的军事训练和日常管理制度。队员实行服役合同制，一个合同期3年，合同期满返回输送单

位。

技术装备和设施

技术装备　中国的矿山救护队技术装备归纳起来有以下 11 类：

(1) 车辆。有矿山救护车、指挥车、气体化验车、装备车等。

(2) 通信器材。有电台、传呼器、灾区电话、探险绳、冷光管等。

(3) 个人防护用呼吸保护器和防热服。有呼吸器、自救器、防热服等。

(4) 灭火装备。有水枪、水龙带、惰气发生装置、高倍数泡沫发生装置、干粉灭火装置、石膏喷注机、帆布风障等。

(5)处理冒顶事故装备。有液压千斤顶、圆盘电锯、寻人仪、呼救器、套筒支架等。

(6)处理水灾事故装备。有系列水泵、潜水呼吸器等。

(7)处理事故用各种工具。有电工工具、瓦工工具和防爆的锤、斧等工具。

(8) 伤员抢救器械。有苏生器、担架、保温毯、抗休克服、急救箱等。

(9)检测仪表。有气相色谱仪、携带型气体爆炸三角形测定仪、测氧仪、甲烷测定器、气体检测管、呼吸器检查仪和自救器气密检查仪等。

(10) 氧气充填泵。

(11) 灾区运输提升装备。有多用矿山救护绞车和井筒事故紧急提升机等。

主要设施　中国的矿山救护队的主要设施有：

(1)矿山救护值班调度室。室内有由调度盘、电话总机、报警系统、录音、播音等装置组成的调度指挥台。室内 24h 有队员值班。

(2)矿山救护演习训练巷道。按发生矿井火灾、爆炸或其他井下灾害事故时真实条件设计，用于在巷内进行救护工作的实际训练。

(3) 救护仪器修理室。

(4) 矿山救护车车库。

(5)救护战备用品库；矿灯房和充氧泵房；气体分析室；小型机修车间；救护队员学习培训室；体育训练设施和工作及生活福利设施。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十二篇)，煤炭工业出版社，1991。

中华人民共和国煤炭工业部颁布，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

(李文瑞　施申忠)

kuangyong baoleng guandao

矿用保冷管道　(isolated tube in mines)

矿井制冷空调系统中用于传输冷媒水的管道。矿用保冷管道应具备：①具有保冷功能，可使热量尽可能少地传入管内介质；②外表坚固，能经受矿井作业的冲击碰撞；③保冷结构及保冷材料具有很小的吸水率；④保冷材料具有不燃烧或阻燃、自熄的性能。

矿用保冷管道结构由里向外按作用不同分为防锈层、隔热（保冷）层、防潮层、保护层和防腐层 5 层。由于新材料、新工艺的采用，矿用保冷管道在结构上可能没有 5 层，但仍具有 5 层的作用。常用的矿用保冷材料及性能见表 1。

保冷层的厚度需通过计算确定，计算的原则是使

表 1　常用的矿用保冷材料性能表

材料名称	密度 /(kg/m³)	热导率 λ /(W/(m·k))	抗压强度 /kPa	冲击强度 /kPa	吸水率 /(kg/m³)	注
聚苯乙烯泡沫塑料	20～50	0.0349～0.0291	≥150	46～81	≤0.1	有自熄与不自熄之别
聚氯乙烯（硬质）泡沫塑料	<45	<0.043	>180		<0.2	自熄
聚氨酯泡沫塑料（硬质）	40～50	0.0233～0.0279	≥250		≤0.2	抗压、抗潮、自熄

计算所求得的厚度，能保证保冷层外表面的温度不低于当地条件下的露点温度，即保证外表面上不结露，实际选用的厚度应大于计算厚度，才不致结露。可根据下式用迭代法、牛顿法等方法计算确定：

$$\frac{t_2-t_s}{t_2-t_t}=1+\frac{\alpha}{2\lambda}D_1\ln\frac{D_1}{D_2}$$

$$\delta=\frac{D_1-D_2}{2}$$

式中 D_1 为保冷管外径，m；D_2 为无保冷层管外径，m；t_1 为管内介质温度，℃；t_2 为管外周围空气温度，℃；t_t 为保冷管外表面温度，℃。其值取当地条件下的露点温度，根据井下条件（气压、温度、湿度）查相应的 $i-$

d 图求得；α 为保冷层外表面的放热系数，W/(m^2·K)；λ 为保冷材料的热导率，W/(m·K)；δ 为保冷层厚度，m。

参考书目

《制冷工程设计手册》编写组编，《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1982。

（常业均）

kuangyong chuchenqi

矿用除尘器 （dust collectors for mines）

在煤矿井下作业场所将粉尘从风流中分离出来达到净化井下空气的设备。根据不同除尘机理，除尘器可分为机械除尘器（机械力）和电除尘器（电力）。目前国内、外使用的矿用除尘器均属于机械除尘器。根据在除尘过程中是否采用液体进行除尘或清灰，又可分为干式除尘器及湿式除尘器，20世纪70年代之前以采用湿式除尘器为主；为了提高对呼吸性粉尘的降尘效率，世界主要产煤国又研制使用了干式除尘器，并逐渐取代了湿式除尘器。除尘器的使用条件对除尘效果有直接影响。

结构和工作原理、除尘效果、适用条件 不同类型的除尘器具有不同的结构和原理、适用条件。

干式除尘器 煤矿井下使用的干式除尘器主要有袋式过滤除尘器和旋风除尘器2种。

袋式过滤除尘器 由过滤布袋、挡尘板、分风器、清灰系统、粉尘收集及输送系统、箱体构成。当含尘气流经吸尘装置进入除尘器箱体后，由挡尘板将大颗粒的粉尘拦截下来，再由分风器将含微细粉尘的气流均匀地分配到每个布袋，在布袋的过滤、拦截的作用下将粉尘阻留下来，净化后的空气排至巷道中，除尘效率达99%以上，对于呼吸性粉尘具有高除尘效果。适用于产尘强度大、巷道断面大的机掘工作面。

旋风除尘器 由旋流叶片、粉尘收集系统、箱体构成。含尘气流经吸尘装置进入除尘器箱体后，经旋流叶片的作用发生旋转，在离心力、重力的作用下，粉尘与气流分离，粉尘甩向筒壁，由粉尘收集系统收集，净化后的空气排至巷道中。除尘效率低，为80%～85%，特别是对呼吸性粉尘的处理效果差。主要用作产尘强度大的作业场所的初级除尘设备，也可用于井下转载点、煤仓、翻笼等定点尘源处。

湿式除尘器 煤矿井下使用的湿式除尘器主要有湿式过滤式除尘器和文丘利除尘器2种。

过滤式除尘器 由过滤网、喷雾系统、脱水系统、排污系统、箱体构成。含尘空气经吸尘装置进入除尘器箱体后，在喷雾系统产生的水雾作用下，大颗粒粉尘在惯性碰撞、扩散、凝聚以及重力的作用下沉降下来，微细粉尘经过滤网时被洗涤、过滤阻截，被捕捉的粉尘、水由排污系统排出，净化后的空气排至巷道中。除尘效率高达93%～99%，对呼吸性粉尘处理能力差。一般用于机掘工作面及井下定点尘源处。

文丘利除尘器 主要由文丘利管、脱水器、喷雾系统、排污系统、箱体构成。含尘气流进入除尘器箱体，经文丘利管的喉口后，气流速度已提高，在喷雾系统产生的水雾作用下，含尘空气得到充分湿润，粉尘得到了充分碰撞、凝聚；在进入除尘器的扩散段时，由于气流速度降低，在旋流分离及重力的作用下、在脱水器内，尘粒与空气分离，尘、泥、水经排污系统排出，净化后的空气排至巷道中。除尘效率高达99%。主要用于机掘工作面。

工艺条件 除尘器被广泛用于煤矿井下机掘工作面，它与掘进机的配套方式、工作面通风系统和含尘空气向巷道中扩散情况等工艺条件对除尘效果有直接影响。

选择合理的通风系统 合理的通风系统可有效控制掘进机产生的粉尘，可把大量的含尘空气吹、吸到除尘器中。采用长压短抽通风系统时可以获得好的收尘效果。

阻止机掘工作面含尘气流向巷道外扩散 使用附壁风筒和正确选择吸尘罩和选择结构合理的吸尘罩及合理的布置方式能阻止工作面含尘空气的扩散，有利于除尘器除尘。吸尘罩是直接靠近尘源的吸尘装置，其结构及布置方式直接关系到抽尘效果的好坏。

吸尘罩的结构型式有多种，应根据不同的掘进机型号、巷道断面的大小，以不影响掘进机司机的视线、不妨碍掘进机截割头正常工作等因素选择。目前使用的有双层箱体式吸尘罩、单层箱体式吸尘罩和伸缩风筒式吸尘罩。

①双层箱体式吸尘罩由上箱体、下箱体、吸尘扁风筒3部分组成(图1)。下箱体安装在掘进机的回转平台上，2个吸尘扁风筒分别挂在下箱体的两侧，可以随掘进机的回转台左右转动，上箱体盖在下箱体的回转中心上保持不动，上箱体与除尘器用吸尘软风筒连接。

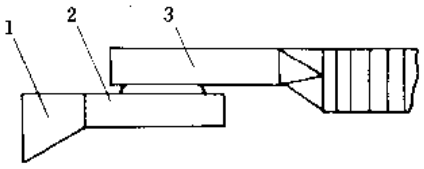


图1 双层箱体式吸尘罩结构示意图
1—吸尘扁风筒；2—下箱体；3—上箱体

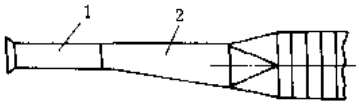


图 2 单层箱体式吸尘罩结构示意图
1- 吸尘扁风筒；2—箱体

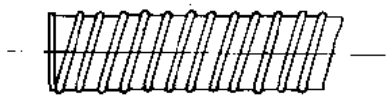


图 3 伸缩风筒式吸尘罩结构示意图

②单层箱体式吸尘罩是一个扁平的箱体（图 2），通过吸尘软风筒与除尘器相连接。

③伸缩风筒式吸尘罩实际上是一段伸缩式软风筒（图 3），直接与除尘器相连接。

布置吸尘罩时，吸尘罩的吸尘口距掘进工作面迎头 1.5m 时的吸尘效果最佳。但在生产中，受各方面因素的影响，这个距离难于实现。具体的安装距离应根据掘进机类型、巷道断面的大小来决定，但最大不宜超过 4m。双层箱体式吸尘罩应布置在掘进机回转平台上，以实现下箱体上的吸尘扁风筒随回转台左右摆动，更好地接近尘源。单层箱体式吸尘罩布置在掘进机的机座平台上。

除尘器与掘进机的配套方式 有吊挂布置及骑输送机布置 2 种方式。吊挂布置时，吸尘罩安装在掘进机的摇臂上（伸缩式吸尘罩）或布置在掘进机机座平台上（箱体式吸尘罩），除尘器吊挂在单轨吊上，如图 4 所示。这种配套方式吸尘罩可以随掘进机前、后移动，实现了前、后配套的同步，有利于接近尘源，收尘效果好；且不受掘进机、工作面运输方式的影响，适用范围广。

骑输送机布置时，吸尘罩安装在掘进机机座平台上，除尘器骑在带式输送机（或刮板输送机）的机尾跑道上与转载机机尾相连，用伸缩式软风筒连结吸尘罩和除尘器，如图 5 所示。这种配套方式吸尘罩与除尘器可以随掘进机前移，做到了前、后配套的同步，收尘效果好，且除尘器的移动不需另加动力，靠掘进机牵引，是一种比较好的配套方式。适用于配有带式输送机、巷道断面大于 14m² 的掘进工作面。

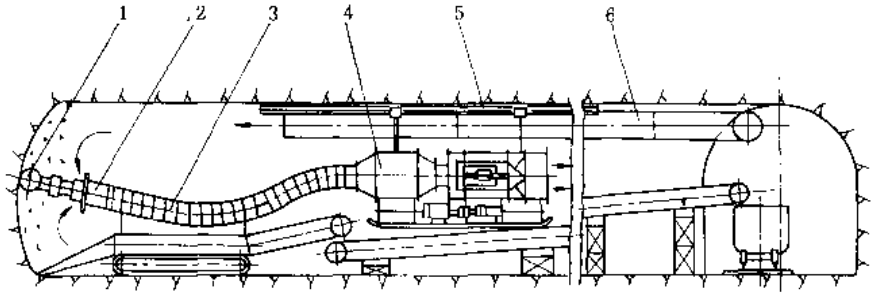


图 4 吊挂布置
1—掘进机；2—吸尘罩；3—伸缩软风筒；4—除尘器；5—单轨吊；6- 压入式风筒

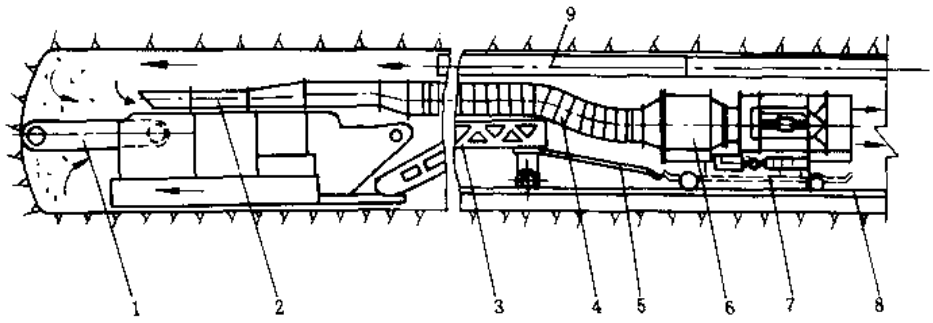


图 5 骑输送机布置
1 -掘进机；2 吸尘罩；3—桥式转载机；4 -连接软风筒；5—连接装置；6— 除尘器；
7—平板小车；8—带式输送机机尾跑道；9—压入式风筒

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第三篇)，煤炭工业出版社，1992。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993。

(严昌炽)

kuangyong fangbao dianqi shebei

矿用防爆电气设备 (electrical apparatus for explosive gas atmospheres of coal mine) 按规定条件设计制造的，在使用过程中不会引起煤矿爆炸性气体混合物爆炸的电气设备。是确保煤矿安全而采取的重要措施。它是在符合有关电工标准的电气设备的基础上加上防爆措施的电气设备。按照设备所采取的防爆类型划分，矿用防爆电气设备分为隔爆型电气设备、本质安全型电气设备、增安型防爆电气设备、正压型防爆电气设备、充油型防爆电气设备、充砂型防爆电气设备、气密型防爆电气设备、浇封型防爆电气设备、无火花型电气设备(在正常运行条件下不会点燃周围爆炸性混合物，且一般不会发生有点燃作用故障的电气设备)、特殊型防爆电气设备(采取的防爆型式既不是基本防爆型式、又不是基本防爆型式的复合型，而采用的是经充分试验确实证明有防爆能力、且经受权的检验部门检验合格的，防爆型式的电气设备)、复合型防爆电气设备(采取的防爆型式是2种或2种以上的基本防爆型式的电气设备)。煤矿井下使用的防爆电气设备均为Ⅰ类电气设备。其防爆性能由防爆参数、特殊的结构、防爆试验和检验及专门的防爆检验程序来保证。为了能直接明显地从防爆电气设备的外观上了解其防爆类型，在防爆电气设备的外壳明显处及设备的铭牌上均标有防爆标志。为了保证设备的防爆性能，制造厂家在批量生产某种产品前必须将该类产品的样品送交国家指定的检验单位进行强制检验，只有在检验合格后方可生产。为了发展电气设备的防爆技术，世界各国都在防爆电气设备标准化方面作了大量的工作。

沿革 最早的防爆技术是英国人H. Davy于1815年为解决煤矿井下照明用煤油灯的防爆问题而发明的，其防爆性能是通过在煤油灯火焰罩上一金属罩而实现的。1890年，人们将这一防爆措施应用于电气设备；但经约10年的使用，人们发现金属网孔易被堵塞、还易发生"复燃"，于是在1903～1906年间，德国人K. Beyling发明了间隙防爆技术，即利用隔爆外壳防爆。随着人们对爆炸性气体混合物爆炸条件认识的深入和科学技术的进步，先后又出现了8种防爆型式。中国在20世纪40年代开始在煤矿井下使用安全火焰灯和小型防爆电气设备，并于20世纪50年代初在抚顺煤矿安全研究所新电耐爆站开始进行防爆电动机的防爆试验工作。20世纪70年代，出现了无火型电气设备，20世纪80年代出现了浇封型和气密型电气设备。

防爆型式分类 有基本防爆型式和其他防爆型式2类。基本防爆型式有隔爆型、标志为"d"，本质安全型、标志为"i"，增安型、标志为"e"，正压型、标志为"p"，充油型、标志为"o"，充砂型、标志为"q"，无火花型、标志为"n"，气密型、标志为"h"，浇封型、标志为"m"；其他防爆型式有复合型和特殊型，复合型由几种基本防爆类型组合而成，特殊型是不属基本防爆类型及复合型的、但经试验证明其具有防爆性能的防爆型式，标志为"s"。

隔爆型"d" 用隔爆外壳实现电气设备的防爆性能的防爆型式。隔爆外壳既能承受其内部爆炸性气体混合物爆炸产生的压力，又能将爆炸限制在外壳内部(见隔爆型电气设备)。

增安型"e" 在正常运行条件下不会产生电弧、火花或可能点燃爆炸性混合物的高温的设备结构基础上，采取有关措施提高设备安全程度，实现正常和认可的过载条件下设备的防爆性能的防爆型式。采取的有关措施包括通风增安措施和专用增安措施2类(见增安型防爆电气设备)。

本质安全型"i" 采取限制电流、限制电压、隔离等限制及保护措施实现电气设备防爆性能的防爆型式。电流限制是通过采用限流电阻、截流保护电路、负载旁路等措施实现的。限制电压是通过采用稳压二极管、稳压保护电路等措施实现的。隔离是通过采用隔直电容器、偶合变压器、光电偶合器、安全栅等将本安电路与非本安电路分开实现的(见本质安全型电气设备)。

正压型"p" 利用新鲜空气或惰性气体等保护气体将电气设备的带电部分包围起来实现电气设备防爆性能的防爆型式。采用这种防爆型式的电气设备，壳内保护气体的压力大于设备周围爆炸性环境的压力(见正压型电气设备)。

充油型"o" 将电气设备的带电部分浸入变压器油中或其他不燃性绝缘液体中实现电气设备防爆性能的防爆型式。油是采用这种防爆型式的电气设备的保护介质(见充油型防爆电气设备)。

充砂型"q" 利用粒度为0.25～1.6mm的石英砂将放在砂箱中的电气设备的带电部分埋起来实现电气设备防爆性能的防爆型式。石英砂的石英含量不低于96%、含水不高于0.1%(质量比)、粒度0.5～

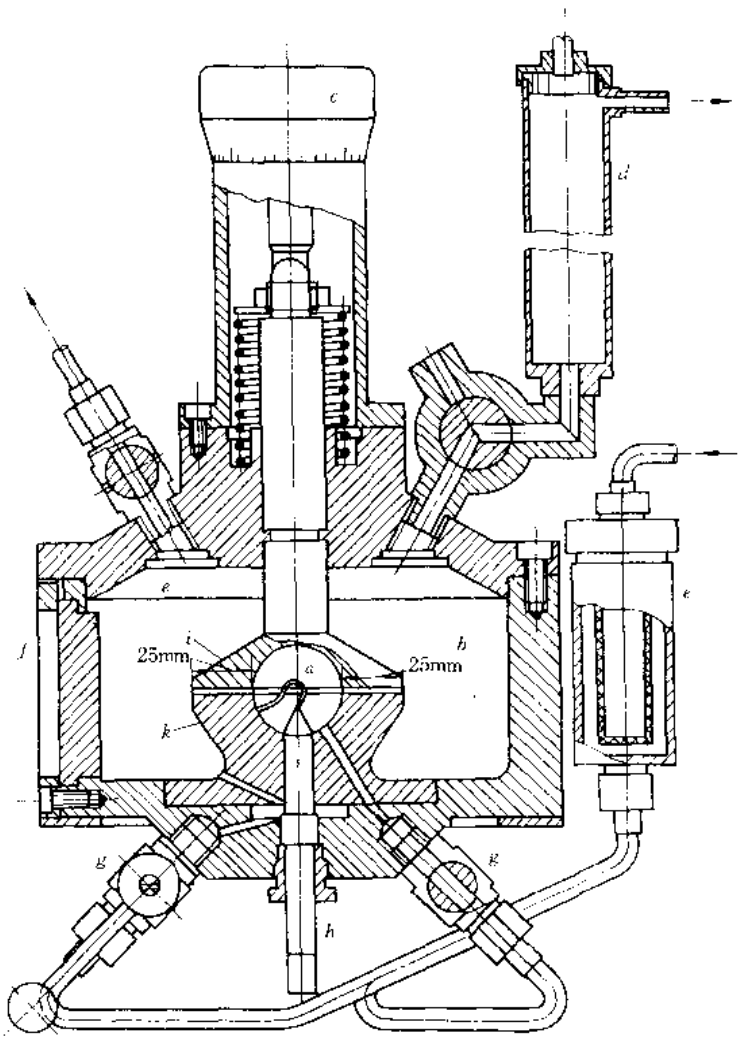


图 1 MESG 测试装置

a—被试空腔；*b*—爆炸试验槽；*c*—千分尺；*d*—调整点燃前压力的泵；*e*—阻火器；*f*—观察窗；*g*—混合物放入阀；*h*—点火电极；*i*—构成被试空腔的上部活动法兰；*k*—构成被试空腔的下部固定法兰

1.25mm 的石英砂不少于 75%，石英砂层的厚度不小于 30.0mm（$U_N \leqslant 1500V$）或 50.0mm（$U_N > 1500V$）（U_N 为额定电压）（见充砂型防爆电气设备）。

浇封型“m” 利用化学和物理性质稳定的浇封剂将电气设备或元件的易产生电弧、火花和危险温度的部分包裹起来实现电气设备防爆性能的防爆型式。浇封剂是由各种化学、热、电、机械稳定的树脂和其他粘结材料组成。浇封剂构成的空腔的净容积小于 100cm³ 时，浇封厚度不小于 3.0mm；浇封剂构成的净容积小于 1.0cm³ 时，浇封厚度不小于 1.0mm（见浇封型防爆电气设备）。

气密型“h” 利用熔焊或胶粘法将电气设备或元件密封在保护外壳中，防止气体、液体浸入而实现的电气设备防爆性能的防爆型式。采用这种防爆型式的电气设备所采用的气密件要求在 1m 深的水下、水面压力为 0.02MPa 时，200s 不漏气及气密件控温在 25℃条件下、快速放入 50℃的水中 60s 不漏气（见气密型防爆电气设备）。

无火花型“n” 通过采取特殊措施，使设备在正常运行条件下不产生具有点燃作用的电弧、火花及危险温度，且在一般情况下不会发生具有点燃作用的电气和机械故障，从而实现电气设备防爆性能的防爆型式。

防爆标志 表示防爆电气设备防爆性能及水平的符号。它由“Ex”、防爆类型代号、温度组别、防爆设备类别、级别等组成。各国的防爆标志不尽相同。防爆标志须位于电气设备的明显处、大小适中，可以与设备外壳一起制出；亦可制成标志牌，然后牢固地缀在设备外壳上。

基本防爆参数 确保矿用防爆电气设备防爆性能的基本参数。有最大试验安全间隙、最小点燃电流、最小点燃电压、最小点燃能量和自燃温度。

最大试验安全间隙（MESG） 在标准规定的试验条件下，壳内所有浓度的被试验气体或蒸气与空气的混合物点燃后，通过 25.0mm 长的接合面均不能点燃壳外爆炸性气体混合物的外壳空腔两部分之间接合面的最大间隙。是制定隔爆电气设备的隔爆外壳接合面安全间隙的基础。

最大试验安全间隙试验装置 标准试验装置如图 1 所示，整个装置在承受 1.5MPa 压力作用下，保证被试间隙不受影响。被试空腔为球形、容积 20.0mL；由上部活动法兰同下部固定法兰构成，2 部分的接触面相互平行，环带形接触面的宽度为 25mm。爆炸试验槽为圆柱体，内径 200mm、高 75mm。千分尺用于测量被试间隙大小，与被试空腔的上部活动法兰相连。向被试空腔输送试验用混合物的孔道为 3.0mm 的管，其容积 5.0mL。向爆炸试验槽充试验用混合物的孔道为 7 个 2.0mm 的管。进气与排气口都装有阻火器。点火电极是不锈钢丝，火花隙为 3.0mm，距法兰内缘 14.0mm，火花隙与法兰平面垂直，且为该平面所平

分。观察窗有2个，直径为74mm。

最大试验安全间隙试验程序

(1)配制试验用气体混合物，使被试空腔和爆炸试验槽内充满规定浓度的混合物，混合物湿度不高于10%；

(2)将试验环境温度控制在20±5℃，设备内压力控制在0.1MPa；

(3)观察检查间隙并校准千分尺；

(4)用点火线圈向点火电极供电点火；

(5)检查试验结果。被试空腔中混合物未被点燃，试验无效；看到爆炸试验槽中充满火焰，则为传爆。

最大试验安全间隙确定方法

(1)预备试验。对每一给定浓度的混合物至少作2组点火试验，以确定间隙从安全到不安全的变化范围。试验中，间隙调大或调小的量为0.02mm。用此法确定传爆或然率为零的最大不传爆间隙$(g_0)_{max}$和传爆或然率为100%的最小传爆间隙$(g_{100})_{min}$；改变混合物浓度，重复上述试验，确定g_0和g_{100}的变化。$(g_0)_{max}$和$(g_{100})_{min}$对应的混合物浓度为最危险浓度；

(2)验证试验。用接近预备试验确定的混合物最危险浓度验证预备试验中得到的g_0和g_{100}，确定10次试验中得到的$[(g_0)_{max}]_{min}$和$[(g_{100})_{min}]_{min}$；

(3)最大试验安全间隙的重复性。在各试验组中测得的最大试验安全间隙允许有0.04mm的误差。若所有测定结果的偏差都在这个范围内，则$[(g_{100})_{min}]_{min}-[(g_0)_{max}]_{min}$为最小。对于大多数气体混合物，这个差为0.02mm，则$[(g_0)_{max}]_{min}$为最大试验安全间隙。若各组试验得到的$[(g_0)_{max}]_{min}$之间差异超过0.04mm，则应用氢气证明其试验装置正常后，重复上述试验。

最小点燃电流、最小点燃电压　在规定的条件下，对电阻电路和电感电路用火花试验装置进行3000次火花试验，能够发生点燃的最小电流、最小电压。是防爆检验单位在规定的采用最易点燃的方式、最易点燃的介质浓度的条件下通过大量的火花试验确定的点燃爆炸性气体的临界参数，是设计和检验本质安全型电气设备防爆性能的重要依据。最小点燃电流值、最小点燃电压值降低5%后即不能点燃爆炸性气体。

最小点燃能量　在采用最易点燃的放电方式、最易点燃的介质浓度的特定试验条件下，电路放电火花能产生1/3000几率的点燃爆炸性气体混合物的最小能量。是设计和检验本质安全型电气设备防爆性能的基础数据。由于其测定是通过专门的试验装置进行的，排除了各种人为因素和设备差异的影响，因而数据的准确性较高。测定最小点燃能量的试验装置原理图如图2所示。各种爆炸性气体混合物的最小点燃能量是互不相等的，有代表性的爆炸性气体的最小点燃能量见表1。

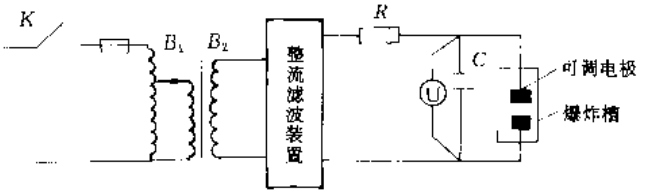


图2　测量最小点燃能量试验装置原理图

表1　几种代表性爆炸性气体混合物的最小点燃能量

混合物名称	浓度(%)	最小点燃能量/mJ
甲烷CH_4	8.5	0.28
丙烷C_3H_8	5.3	0.26
乙烯C_2H_4	7.8	0.10
氢气H_2	21	0.019

根据图2所示原理图，由于常温常压下电容器所储能量为$W=\frac{1}{2}CU^2$，其中，C为电容器电容值、单位为F，U为电容器放电前的电压、单位为V，因而通过电压表测量电容器放电前的电压值即可得出被点燃介质的最小点燃能量。

自燃温度　加热装有爆炸性气体混合物的容器，不需要点火源就能使爆炸性气体混合物发生全面燃烧或爆炸的最低温度。共分6组，用于限制使用环境中的电气设备表面的最高温度，见表2。

表2　自燃温度分组

温度组别	自燃温度t范围/℃	设备表面允许最高温度/℃
$T1$	$t>450$	450
$T2$	$300<t\leqslant450$	300
$T3$	$200<t\leqslant300$	200
$T4$	$135<t\leqslant200$	135
$T5$	$100<t\leqslant135$	100
$T6$	$85<t\leqslant100$	85

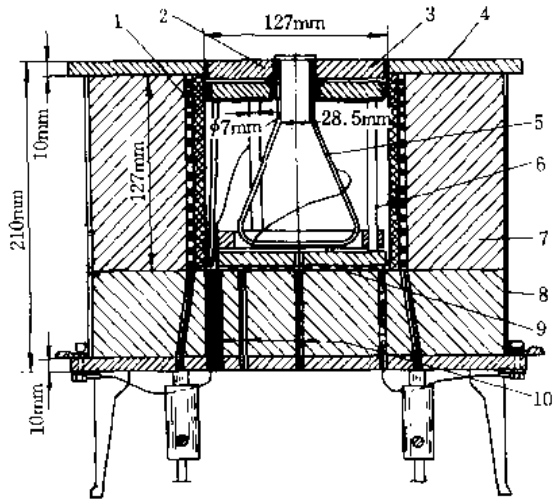


图 3 自燃温度试验装置

1—主加热器；2—顶盖圈；3—颈部加热器；4—石棉水泥板；5—200mL 烧瓶；6—陶瓷支柱；7—护圈柱体；8—电坩埚炉；9—底部加热器；10—热电偶

自燃温度试验装置 装置如图 3 所示。试验用烧瓶为 200mL 的硼酸玻璃瓶或石英玻璃瓶，在其周围装有电加热器、测温元件和保温材料。

自燃温度试验程序

(1)调节加热器电源，使烧瓶达到所需的均匀温度值。

(2)注入试样。当被试样品的沸点接近室温时，注入装置应保持在一个确定温度下，保证样品注入前不会改变状态。①注入液体样品时，用医用注射器或调整好的吸移管吸取所需体积的试样，并在 2s 以内注入烧瓶中心；②注入气体试样时，先用被试气体清洗注入装置，然后以每秒 25.0mL 的速度将规定体积的试样注入烧瓶；③初始试验时，液体试样的体积为 0.07mL，气体为 20mL。

(3)观察。试样完全注入烧瓶后，立即计时，观察到火焰时，计时停止，记录温度和点燃迟延时间；若在 5min 内未观察到火焰，则停止本次试验。

(4)下次试验。在不同温度下，采用不同体积的试样重新试验，直到取得最低温度。温度升高或降低级差为 2K。

(5)验证试验。最后一组试验应连续重复 5 次。若在不同的试验室得到的试验结果平均差值不超过 5%，则本次试验的最低温度记为自燃温度；若超过 5%，则应重新试验。

结构要求 为了确保防爆性能，防爆电气设备在结构方面必须符合通用规定和专门规定。

通用规定 包括对外壳、电缆(线)引入方面的规定。

外壳 包容电气设备电气元件或电路的整个壳壁，包括门、盖、观察窗、电缆引入装置、操纵杆和轴等部分。对外壳的通用规定主要表现在对外壳材质、外壳紧固、开门(盖)时间的具体规定。

(1)外壳材质。采掘工作面用电气设备外壳须用钢板或铸钢制成；容积不大于 2000cm³ 的外壳可用阻燃塑料制成；携带式或支架式电钻、携带式仪器仪表、灯具外壳可用轻合金制成。塑料及轻合金外壳应具有抗冲击性能；塑料外壳表面积超过 100cm² 时，应具有防静电性能，并应具有热稳定性。轻合金的含镁量不得超过 0.5%，其冲击火花不能引爆爆炸性气体混合物。轻合金的抗拉强度不得低于 120MPa。

(2)外壳紧固。有卡爪和螺栓紧固 2 种。卡爪紧固用在快动式门(盖)结构中，具有机械电气联锁。螺栓紧固要求防松。

(3)开门(盖)时间。内装电容器且为快动式门(或盖)结构的设备外壳，由断电至开盖的时间间隔须大于电容器放电至残余能量为 200μJ 所需的时间；内装电热器时，由断电至开盖的时间间隔须大于电热器温度降至 450℃所需的时间。

电缆(线)引入 电气设备的电缆引入由引入装置、接线盒、连接件、绝缘件等来实现，对电缆(线)引入方面的通用规定主要体现在对引入装置、接线盒、连接件、绝缘件的具体规定。

(1)引入装置。将电缆(线)引入电气设备而不改变其防爆型式的装置，常用密封圈式引入装置，如图 4、图 5 所示。

引入装置的压盘或压紧螺母的电缆入口处为喇叭口状、内缘平滑；防爆目的的钢质堵板厚度至少为 2.0mm，且须作防锈处理；密封圈的结构如图 6 所示，其硬度为邵氏 45～60 度。压紧螺母和橡胶密封圈之间须加金属垫圈。

(2)接线盒。实现电气设备与外部电路连接的空腔。具有确定的防爆型式。它的金属内壁涂耐弧漆。腔内非绝缘带电体，具有保证安全的电气间隙和爬电距离。

(3)连接件。实现外电路和内电路连接的元件，由双头铜质螺栓和螺母及特种垫圈、弹簧垫圈构成。它的结构尺寸由传导的电流决定，应具有足够的机械强度，不产生过热、电弧、火花等现象。

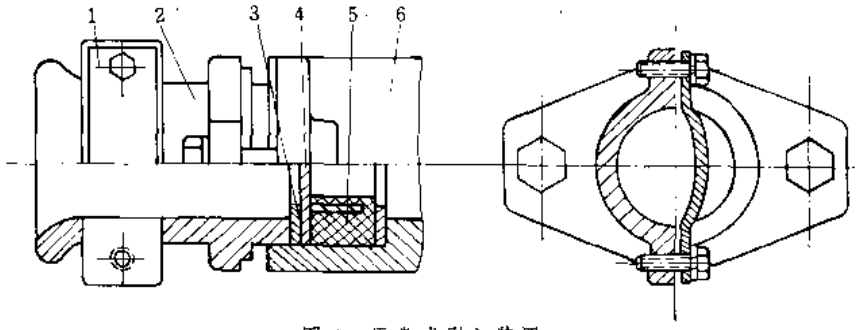


图 4 压盘式引入装置

1—防止电缆拔脱的装置；2—压盘；3—金属垫圈；4—金属垫片；5—密封圈；6—接线盒

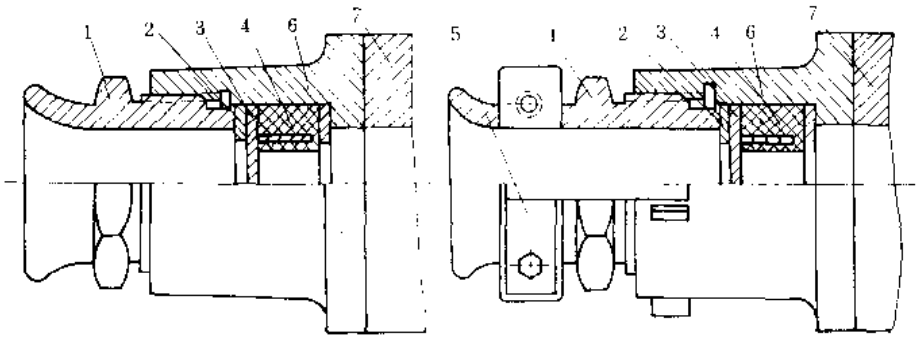


图 5 压紧螺母式引入装置

1—压紧螺母；2—金属垫圈；3—金属垫片；4—密封圈；5—防止电缆拔脱装置；6—联通节；7—接线盒

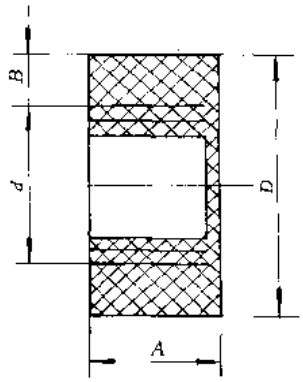


图 6 橡胶密封圈

d=电缆公称外径；$A \geqslant 0.7d \geqslant 10.0$mm，

$B=0.3d \geqslant 4.0$mm

(4)绝缘件。将带电连接件与壳体相隔离并支撑在壳体上的电绝缘零件。在隔爆型电气设备上，绝缘件与连接件、与壳体皆构成隔爆接合。

专门要求 针对照明灯具、开关及控制器、空间加热器等提出的特殊要求。

照明灯具 应符合下列要求：

(1) 能承受规定的冲击试验；

(2) 能承受规定的热剧变试验；

(3) 不允许制成带螺纹的结构；

(4) 设有仅在断开电源后才能打开透明罩的联锁装置；

(5)金属保护网与外壳固定可靠，网孔大小符合标准规定；

(6) 进线腔与光源腔之间设有可将光源发出的可见光和红外光会聚于灯具照明侧的反光罩或其他隔热装置。

开关及控制器 应符合下列要求：

(1) 直流有触点开关不允许制成浸油结构；

(2) 交流有触点开关，只有当额定电压高于1140V、各极间相互隔离且包容每极的油量不超过5L时，才允许制成浸油结构；

(3) 电磁起动器中的隔离开关在通断能力低于规定的负荷时，应在电气或机械上与接触器连锁；

(4) 对于有漏电、短路保护的开关，保护装置的动作机构应采用手动复位的形式，复位装置须有特殊的

紧固件或设在有保护装置的外壳内部；

(5)控制器手柄如为可拆卸式，应保证在停止位置上才可卸下。

熔断器　短路保护元件，属正常工作有电弧、火花的器件。在其保护的电路中，设有联锁机构。

空间加热器　爆炸危险场所用电加热元件。须制成密闭型结构；当其为隔爆型时，可制成非密闭结构。

防爆检验　为了确保防爆电气设备的防爆性能，任何一种设备在投入批量生产前都必须经国家指定的检验机构进行检验，只有在检验合格、取得"防爆合格证"后方可生产。防爆检验的有效期为5年，每5年应对设备重新进行一次防爆检验。甲厂取得防爆合格证的产品由乙厂生产时，仍需重新进行防爆检验。

检验项目　包括机械试验、连接件扭转试验、温度试验、防爆试验、引入装置夹紧和密封试验、橡胶圈老化试验等。

机械试验　包括机械冲击试验和自由落体跌落试验。

(1)机械冲击试验。试验对象为透明件、塑料外壳及部件、铸铁、铸铜、轻合金及其他壁厚不足3.0mm的外壳。冲击重锤质量1.0kg、冲头为直径25.0mm的淬火半钢球。冲击能量见表3。冲击为自由落体，坠落高度由冲能换算得出。玻璃透明件试品需3件，每件只试1次；其他试品需2件，每件试2次。试后，以不产生影响防爆性能的变形和损坏为合格。

表3　冲击能量（单位：J）

样品种类	机械危险程度高	机械危险程度低
塑料外壳及部件	20.0	7.0
轻合金、铸铁外壳	20.0	7.0
其他金属外壳	20.0	7.0
保护罩或保护网	20.0	7.0
无保护网透明件	10.0	4.0
有保护网透明件	4.0	2.0

注：采掘工作面的电气设备均采用高冲能试验。

(2)自由落体跌落试验。试验对象为携带式电气设备。试验时，试品从水泥平台上1.0m高处自由坠落在水泥平台上。只对1个试品试验4次。试验后，以不产生影响防爆性能的变形和损坏为合格。

连接件扭转试验　接线过程中，绝缘套管与连接件承受力矩作用时，都须作扭转试验。

扭转力矩是连接件直径的函数，其值见表4，以连接件与套管不转动、不损坏为合格。

表4

连接件规格	M4	M5	M6	M8	M10	M12	M16	M20	M24
力矩/(N·m)	2.0	3.0	5.0	10.0	16.0	25.0	50.0	85.0	130.0

温度试验　包括温度测定、热稳定试验和热剧变试验。

(1)温度测定。以0.9～1.1U_N（U_N为额定电压）中最不利的电压给设备供电，排除大气对流的影响，样品处在各种可能的工作位置，待温升稳定后，测出设备最热点的温度，当测温环境温度不足40℃时，测温结果应按40℃予以修正。

(2)热稳定试验。试验对象为塑料外壳或外壳部件、塑料衬垫、胶粘件、浇封件，试验方法有高温高湿和低温加速老化试验2种：

①耐热试验。当设备最高允许温度$T_a \leqslant 75$℃时，试验温度取（T_a+20）℃＞75℃，相对湿度高于90%，试验28d；当T_a＞75℃时，试验分2阶段：第一阶段试验温度取（95±2）℃、相对湿度取90%、试验14d，第二阶段试验温度取（T_a+20）℃、取正常湿度、试验14d。以不影响电气设备的防爆性能为合格。

②耐寒试验。试验温度取（T_j－（5～10））℃，（T_j为最低允许工作温度），试验24h。以不影响电气设备的防爆性能为合格。

(3)热剧变试验。考核灯具玻璃透明件耐受温度急剧变化能力的试验。试验时，是将直径为1.0mm、温度为(10±5)℃的水柱喷射到透明件的最热点处。以被试的5个样品中均不发生炸裂为合格。

电缆引入装置夹紧试验　包括夹紧作用试验和机械强度试验。

(1)夹紧作用试验，试验时，用表面粗糙度R_a为1.6μm、清洁、干燥的钢芯棒模拟允许直径的电缆，套上密封圈组成引入装置并安装在试验装置上，若芯棒直径为nmm，对芯棒施20nN拉力并同时拧紧引入装置的螺栓或压紧螺母，当芯棒基本不发生位移时，测定施于螺栓或压紧螺母的力矩$M1$，然后以1.1$M1$力矩继续拧紧螺栓或压紧螺母，并保持20nN拉力6h，以6h后芯棒位移小于6.0mm为合格。

(2)夹紧机械强度试验。试验时，先从试验装置上卸下被试夹紧作用的引入装置，并以2.2$M1$的力矩继续拧紧螺栓或压紧螺母；然后将引入装置拆开检查，以引入装置各零件未损坏为合格。

引入装置密封试验　包括密封性能和机械强度试

验。

(1) 密封性能试验。试验时，用表面粗糙度 R_a 为 1.6μm 的钢芯棒模拟允许的最小直径的电缆，并套上密封圈组成引入装置，然后将其安装在液压试验装置上，在逐渐升高液压的同时拧紧引入装置压盘的螺栓或压紧螺母，当液压达到 1.0MPa 时记录此时的力矩 $M1$，以液压保持 2min 后被试件下的吸水纸上无滴水痕迹为合格。

(2) 机械强度试验。试验时，先卸下经密封性能试验的引入装置，然后继续以 $2M1$ 力矩拧紧螺栓或压紧螺母，以拆卸下的引入装置的零件无损坏为合格。

橡胶材料老化试验　试验对象为密封圈、密封衬垫。试验前，先测得试品的硬度，然后按以下顺序进行老化处理：①将样品放在烘箱中加温至 100℃并保持 168h；②取出后，暴露在室温下 24h；③接着移入低温箱，降温至 (−10±2)℃并保持 48h；④取出后，在室温下再暴露 24h；最后测定老化处理后的样品硬度，以 $\left|\frac{H_1-H_2}{H_1}\right|\times100\%<20\%H_1$ 为合格 (H_1、H_2 为试样老化处理前、后的硬度)。

防爆试验　包括设备轻合金外壳的摩擦火花引爆试验，隔爆型、本质安全型、充油型、无火花型等电气设备防爆试验。

(1)摩擦火花引爆试验。将被试轻合金制成试块并固定在重锤上，以自由坠落方式冲击爆炸试验槽中的锈蚀钢板，以不发生引爆为合格。

(2)隔爆型电气设备防爆试验。将样品置于防爆试验槽中，作承受爆炸压力作用的强度试验和隔爆性能试验。外壳不破坏、不传爆为合格。

(3)本质安全设备防爆试验。将被试电路断开，将断开的两端点分别接到标准火花试验装置的 2 个电极上，电路参数提高 1.5 倍，以电极开闭电路的火花不引爆试验混合物为合格。

(4)充油型电气设备防爆试验。将试品置于爆炸试验槽中，油面上充以爆炸性气体混合物，以在给定电路参数的条件下，设备操作火花、电弧不引爆油面上的爆炸性气体混合物为合格。

(5)无火花电路引爆试验。将标准火花试验装置的电极串入被试电路，以电极开闭正常工作状态电路出现的火花不引爆规定的爆炸性气体混合物为合格。

检验机构　中国现有的防爆检验机构有煤炭科学研究总院抚顺分院、上海分院、重庆分院，原电子工业部南阳防爆电机厂防爆电气研究所、佳木斯防爆电机厂研究所。

检验程序　分为图纸审查、样品检查和试验几个步骤。

图纸审查　检验中心对防爆电气设备制造厂提交的产品标准（或技术条件）、产品全套图纸、使用说明书进行审定。审查合格后，在上述资料上加盖“图纸审查合格章”。提交的 2 份资料中的一份由检验中心存档备查；另一份退制造厂，用以指导产品制造与验收，同时颁给《图纸审查合格通知书》。

样品送检和试验　防爆电气设备制造厂在产品图纸被审查合格后，应按图纸要求制成产品样品并向检验中心提供足够数量的完整样品和必须的零部件及专用工具。检验中心根据国家标准对整机样品进行各种内容的试验，并提交检验报告，若检验报告证明样品性能符合产品标准、结构检查证明符合图纸、防爆试验和有关试验合格，则该产品防爆检验合格，检验中心颁发“防爆合格证”；采用新结构、新材料、新技术制造的电气设备经防爆检验合格后，先发给“工业试验证”，然后按规定的时间、地点和台数作工业试验，最后经鉴定合格，检验中心根据所提供的鉴定材料、主持鉴定部门的肯定意见颁给“防爆合格证”；若还须作局部改动且涉及有关标准的规定，需将更改的图纸和有关说明一式两份送检验中心重新检验，若不涉及有关标准的规定时，更改在检验中心备案即可。取得“防爆合格证”的产品方可投产。

防爆合格证　电气设备防爆检验合格的证明文件。包含检验中心“计量认证”标志及编号、防爆合格证编号、产品名称、产品型号、产品规格、防爆标志、产品用途、检验依据标准、获证单位名称、有效期限、检验中心名称及公章、颁发日期等内容。

工业试验证　电气设备进行工业试验的证明文件，有效期 6 个月。它有证件编号、产品型号、规格、名称、防爆标志、试验地点、试验台数、获证单位名称、发证单位名称及公章等内容。

电气防爆标准化　为了发展电气设备防爆技术，进一步提高电气设备防爆性能，世界各国都制定有各自的防爆标准，并在积极推进防爆标准国际化，成立有相应的防爆标准化组织。

防爆标准化组织　在中国，有 2 级防爆标准化组织，在国际上就是国际电工委员会下属的 TC31 机构。

中国防爆标准化组织　中国的 2 级防爆标准化组织中的一级是“全国防爆电气设备标准化技术委员会”TC9，成立于 1980 年，负责制定防爆电气设备基本类型标准、维修标准、防爆参数测定标准、防爆电气设备安装标准、有关名词术语标准等；另一级是各部级标准化技术委员会，原煤炭工业部煤矿安全标准化技术委员会中的防爆电气设备及装备分技术委员会负责煤炭

行业防爆有关标准的制定。

国际防爆标准化组织　国际电工委员会IEC的爆炸性气体环境用电气设备标准化技术委员会TC31。下设隔爆电气设备分会SC31A、充油型电气设备分会SC31B、增安型电气设备分会SC31C；正压型电气设备分会SC31D、本质安全型电气设备分会SC31G、防粉尘电气设备分会SC31H、危险场所分类及设备安装分会SC31J、浇封型电气设备分会SC31K。中国是1957年开始参加IEC的TC及SC机构活动的。

防爆标准　目前各国的防爆标准不尽相同，但为了便于国际贸易，各国的防爆标准又在趋于一致，或使本国的防爆标准成为国际防爆标准的一部分、或采用国际防爆标准的有关部分作为本国的防爆标准。国际防爆标准为国际电工委员会IEC下属的TC31出版物IEC79--××，目前已发到了IEC79－19。中国目前执行的防爆标准为1983年制定的GB3836系列防爆标准，其是采用IEC79－0～IEC79－11部分的等同内容而制定的。中国的第一本防爆标准为《煤矿用电气设备制造检验暂行规程》(1955)，引用的是原苏联的标准；第二本是《工厂用防爆电气设备制造规程》(1963)，引用的是VDE0170/0171　1960年以前的内容；第三本是《煤矿用电气设备制造规程》(试行)(1965)，是在第一本的基础上，加进BS229(1957)的部分内容修改而成；第四本是《防爆电气设备制造检验规程》(GB1336－1977)(试行)，是在第二、三本的基础上修改而成。

参考书目

GB3836.1－83《爆炸性环境用防爆电气设备　通用要求》，中国标准出版社出版，1984。

中华人民共和国能源部颁布，《煤矿安全规程》(1992)，煤炭工业出版社，1992。

Бондарь В. А.，《Взрывобезопасность электрических разрядов и фрикционных искр》，《Недра》，1976.

Каймаков А. А.，《Взрывобезопасность рудничного электрооборудования》，《Недра》，1982.

崔居普等编，《煤矿电气防爆》，煤炭工业出版社，1992。

赵仝福主编，《煤矿安全手册》(第十一篇)，煤炭工业出版社，1992。

(陈在学　辛广龙)

kuangyong gaodiya huanreqi

矿用高低压换热器　(high pressure-lowpressure heat exchanger in mines)　换热的介质一为来自地面的高压冷水，一为来自需冷地点的低压冷水的换热器。是矿井空调系统中的一个中间换热器，并不直接对井下高温空气进行热交换。作用有二：一是换热。将地面制备的冷水(一次回路的冷水)与经工作面降温后温度较高的低压冷水(二次回路的冷水)进行热交换，使需冷地点能获得源源不断的低温冷水；二是避免高压冷水直接进入空气冷却器，使高压的一次回路不延伸到需冷地点、输往需冷地点的二次回路在低压状态下运行，使系统安全可靠。结构型式都为壳管式，与一般壳管式换热器作用原理相同，为无相变换热器，通常高压水在壳外侧流动，低压水在管内侧流动。

高低压换热器的特点有：①一次回路系统为闭式，水的输送所需动力很小，水的温升也很小；②二次回路系统可根据需要，统一或分别选用泵，所需动力很小；③无活动部件，不存在故障，制作相对容易，而且安全可靠；④维修简单，维修管理费用很低；⑤由于存在着高压进出水和低压进出水间的温度跃迁，冷量未能充分利用；⑥整套装置比较昂贵。

参考书目

余恒昌等主编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

(常业均)

kuangyong gere fengtong

矿用隔热风筒　(islated duct in mines)　在矿井制冷空调系统中，用于输送经空气冷却器或冷风机热湿处理后的冷风流风筒。其应具备：①能方便、可靠地输送从风机至工作面的风流；②风筒有保冷功能，可使巷道中高温风流的热量尽可能少地传递给风筒内冷风流。实验说明，如不用隔热风筒，由于风筒内外介质温度相差很大，每输送10m距离，风筒内风流温度可以提高1℃以上。

隔热风筒的结构最常用的形式是将直径相差约10cm的普通风筒套接在一起，两层之间采用在四周用加肋的方法予以固定，肋带一般为与相对应的4条，固定在外层风筒的内侧与内层风筒的外侧，以保证吊挂后风筒平整流畅。每节风筒两端可以是外层风筒固定在内层风筒的端部构成以每节风筒为单独密闭的夹层空间；也可以是每节内层风筒对接，每节外层风筒对接构成以全风筒为整体密闭的夹层空间。

选用的材料可与普通柔性风筒相同(见导风筒)，为了搬运和吊挂方便，选用材质以较轻者为宜。

(常业均)

kuangyong huxi baohuqi

矿用呼吸保护器　(mine respirator)　保证矿

山救护队员和矿工在事故时的呼吸用氧和保护其呼吸器官免受有毒、有害气体、矿尘侵害的防护器械。简称呼吸器。矿工或矿山救护队员佩戴后，可以在有粉尘或低浓度毒气区内劳动或在危及人生命安全的毒气或缺氧区内进行救护工作或从那里安全撤出。中国《煤矿救护规程》对其使用条件、救护队应配备的数量、品种等作了规定。

分类 按工作原理分为过滤式呼吸保护器、自含氧式呼吸保护器和长管式呼吸保护器3类；按用途分为自救用呼吸保护器和工作或救护用呼吸保护器2类(图1)。

过滤式呼吸保护器 包括防护有毒气体和防护有害粉尘呼吸器2种。

防护有毒气体呼吸器 利用滤毒罐中的活性炭、一氧化碳氧化触媒等化学药剂滤掉大气中的一氧化碳、硫化氢及二氧化硫等有毒气体来保护佩戴者的呼吸器官的呼吸器。由于不能防护缺氧，所以使用环境中的氧浓度不得低于18%；同时有毒气体浓度也不能太高。

防护有害粉尘呼吸器 利用过氯乙烯滤布、无纺布等滤料滤掉煤尘或硅尘有害粉尘，保护井下钻探、掘进、采煤工人的身体健康，防止尘肺病的发生的呼吸

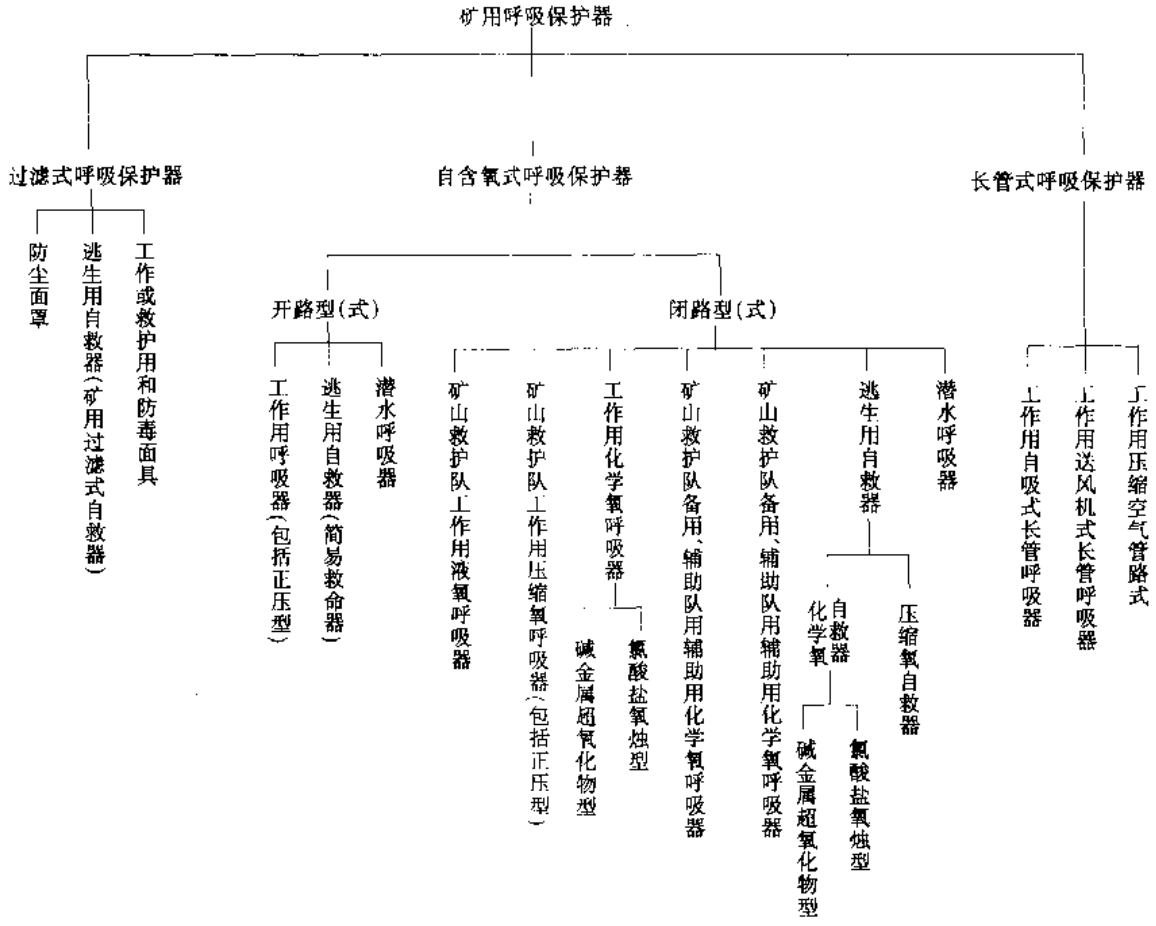


图1 矿用呼吸保护器分类

器。又称防尘面罩或防尘口罩。

自含氧呼吸保护器 又称隔绝式呼吸保护器，本身贮存氧。贮氧方式有压缩氧气或空气、固态化学生氧剂、液态氧3种；气路有开路和闭路2种。按使用地点分成陆地用和水下用2种。自含氧呼吸保护器的使用条件是：对于人吸气阶段气路呈负压状态的呼吸器，由于环境有毒气体在人吸气时可漏入呼吸器气路系统而使人中毒，所以要求其使用环境中的一氧化碳的浓度不超过10%、二氧化硫的浓度不超过2%、硫化氢的浓度不超过1%、二氧化氮的浓度不超过1%；当环境有

毒气体浓度较高时，必须使用正压型呼吸器。

开路式自含氧呼吸保护器　由压缩空气瓶供给呼吸空气，人的呼气直接排至大气不再重复使用的呼吸器。

闭路式自含氧呼吸保护器　由贮氧器或化学生氧剂供氧，呼气经清净罐中的二氧化碳吸收剂或化学生氧剂吸收掉二氧化碳后，再由贮氧器或生氧剂补充氧气贮于气囊，再次供人呼吸，整个气路呈闭路方式的呼吸器。供氧方式有压缩氧气瓶供氧、蒸发贮器中液氧供氧、利用人呼气中水汽和二氧化碳同化学生氧剂反应生氧以及利用某些物质化合或分解时所产生的反应热使化学生氧剂分解生氧4种。

长管式呼吸保护器　利用管路及呼吸面罩向佩戴者供给新鲜空气的呼吸保护器。有自吸式、送风机供气式及压缩空气管路供气式3种。用于毒气区或有害粉尘区距离新鲜空气区较近时人员在粉尘区或毒气区中进行生产操作或处理机械故障。

由于佩戴长管式呼吸保护器后人的活动受限制，故不适于作长距离救灾用。

技术要求　有生理学要求和战术技术要求2类，每类要求中各包含若干项指标。

生理学要求　对不同类型的呼吸保护器有不同的控制指标项目。

过滤式呼吸保护器　所要控制的指标项目有：体积及质量；呼吸阻力；吸气温度；药罐、各部件连接处和呼气阀的气密性；有害空间容积；达到毒气透过浓度或允许漏逸量的防护时间。

自含氧呼吸保护器　所要控制的指标项目有：体积及质量；气囊或吸气中的氧与二氧化碳浓度；呼气阀、吸气阀逆向气密性；呼吸阻力；吸气温度；有害空间容积；排气阀开启压力和逆向气密性；呼吸系统气密性；达到气囊无气或二氧化碳浓度超限时的防护时间。除以上各项指标项目外，压缩氧呼吸器还包括气瓶压力和储氧量、定量供氧流量、自动补给阀开启压力和流量、手动补给阀流量；空气呼吸器还包括：气瓶压力和贮气量、防护时间、自动补给阀流量、吸气时负压或正压值；报警时气瓶压力。

长管式呼吸保护器　所要控制的指标项目有：呼吸阻力；供气流量；有害空间容积；呼吸系统气密性。

战术技术要求

(1)能保证佩戴人在矿井复杂环境中方便地行动。

(2)呼吸保护器的呼吸系统应有坚硬的外壳保护，不受损坏。

(3)呼吸保护器上应无凸出部分，保证不妨碍救护队员在窄巷中运动和运送伤员。

(4)把呼吸保护器存放在-20℃和+60℃低温和高温环境中，再把它恢复至常温下使用，各项性能应不下降。

(5)压缩氧呼吸器、自救器和空气呼吸器必须设压力表，指示防护时间、消耗程度。

(6)在人失去知觉时，仍能保护人的呼吸器官免受毒害。

(7)压缩氧自救器和呼吸器存放1～3月、过滤式和化学氧自救器在气密良好情况下存放3年不进行检查调节，仍能保持其战斗准备状态。

(8)呼吸保护器零件的安设便于拆卸、清洗、消毒和安装（过滤式和化学氧自救器除外）。

(9)呼吸保护器的橡胶和塑料零件能耐一定高温、低温和老化。

参考书目

B. B. Ходот,《Горноспасательное дело》, Углетехиздат, 1951.

金百考编著，《氧气呼吸器》，煤炭工业出版社，1984。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

（施申忠）

kuangyong kongqi lengqueqi

矿用空气冷却器　(air cooler in mines)　对矿井空气直接进行热、湿处理的换热设备。是矿井制冷空调系统的一个组成部分。根据风流在热湿交换时的工作特点分为直接接触式和表面式空气冷却器2大类。习惯上直接接触式空气冷却器称喷雾(淋)式空气冷却器，表面式空气冷却器称空气冷却器。

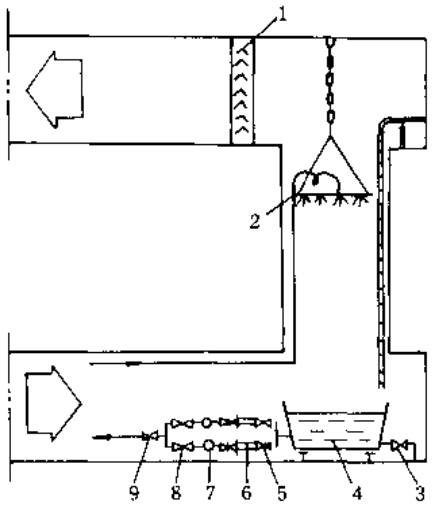


图1　立式喷雾式空气冷却器结构示意图

1—挡水板；2—喷嘴；3—排污阀；4—集水池；5—楔形阀；6—过滤器；7—水泵；8—逆止阀；9—截止阀

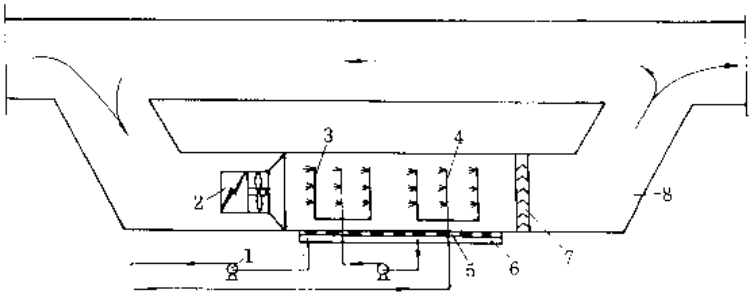
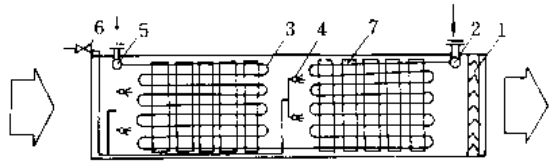


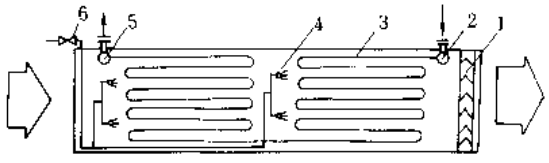
图 2 卧式喷雾式空气冷却器结构示意图

1—水泵；2—通风机；3—第二级喷雾冷却；4 第一级喷雾冷却；5—栅板；6—集水池；7—挡水板；8 绕道

喷雾式空气冷却器 冷却介质直接与被冷却介质接触而进行热、湿交换的空气冷却器。由于是喷雾冷水直接与空气接触而使空气降温与减湿，交换方式直接、充分，效果好，且结构简单、制造容易、热效率稳定、冷却能力大、能净化风流、风阻很小；但水易被污染变脏、甚至堵塞管道、喷嘴，影响正常运行使用。通常根据风流方向将其分为立式和卧式 2 种；立式喷雾式空气冷却器适用于暗立井，卧式喷雾式空气冷却器适用于平巷（图 1、图 2）。根据可否移动将其分为固定式和移动式 2 种；固定式喷雾式空气冷却器适用于大型采面或采区，移动式喷雾式空气冷却器适用于掘进工作面和小型工作场所。



(a) 肋管式



(b) 裸管式

图 3 表面式空气冷却器结构示意图

1—挡水板；2—进水管；3—传热管；4—清洗喷嘴；5—出水管；6—截止阀；7—肋片带

表面式空气冷却器 冷却介质与被冷却介质不直接接触，而是通过冷却器的传热管表面进行热、湿交换的空气冷却器。其冷却能力范围广，可满足任何采掘工作面的需要；但热效率不稳定。通常按传热管的型式不同分为肋管空气冷却器和裸管空气冷却器 2 种（图 3）；根据布置的所在位置不同分为工作面空气冷却器和巷道空气冷却器 2 种。由于煤矿井下环境特殊，煤尘常易粘附在肋管空气冷却器的肋片上，造成冷却器的热效率不稳定和急剧下降，因而常采取强化肋片与管壁的紧密结合程度和进行定时自动清洗的措施来提高冷却器的热效率。裸管空气冷却器的稳定性较高，特别适合于粉尘浓度较大的矿井，是空气冷却器的发展方向。

参考书目

余恒昌等主编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

（常业均）

kuangyong yibanxing dianqi shebei

矿用一般型电气设备 (mining electrical apparatus for non-explosive atmospheres) 仅用于煤矿井下无瓦斯、煤尘爆炸性危险场所，具有一定安全要求的电气设备。不属于防爆型电气设备。用于煤矿井底车场、总进风巷或主要进风巷等场所。设备标志为“KY”。

由于矿用一般型电气设备制造成本低，在煤矿非危险场所的使用量不断扩大。对于这类电气设备，国家制定了相应的标准，标准中提出了技术要求、试验方法和检验程序；该类设备须经国家认可的防爆电气设备检验机构检验发证后方可制造和使用。

基本要求 为满足煤矿井下使用条件，这类电气设备应具有耐潮性能，外壳应具有特殊结构，并满足严格的接线要求和具有严格的安全措施。

耐潮性能 设备在温度循环变化的湿热环境中的使用和贮存适应性。交变湿热试验后电气设备应能正常工作，绝缘电阻和耐电压试验应满足产品技术标准的要求。

外壳 为保证电气设备满足使用要求，设备外壳的材质、强度、防护、表面温度、紧固、电缆引入装置等应满足以下要求：

(1) 设备外壳须采用金属或阻燃有机材料制造；

(2) 外壳强度须能承受冲击能量为 6～9J 的冲击试验。携带式设备须能承受从 1m 高度自由跌落至水泥平台上的跌落试验，移动式设备应进行搬运试验，试验后电气性能、防护性能不应降低，观察窗透明件不应损坏；

(3) 外壳防护等级一般须不低于IP54，外风冷电机风扇进风口和出风口分别不低于IP20和IP10，用于无滴水和粉尘侵入的硐室中的电阻发热元件、最高温度低于200℃的起动电阻和整流机组不低于IP21，没有裸露带电元件的设备、用外风扇冷却的设备和焊接用整流器不低于IP43；

(4) 外壳表面温度一般须不高于85℃，操作手柄、手轮温度须不高于60℃，能防止人员接触时表面温度须不高于150℃；

(5) 紧固设备外壳的螺栓直径须不小于M6；在运行中需经常打开的紧固螺栓须设防止螺栓脱落的措施，一般紧固螺栓应有防松措施。紧固件应采用不锈金属材料制造，或进行电镀等防锈处理；

(6) 对于电缆引入装置，设备内部应有足够大的空间，以保证电缆护套引入长度不小于8mm。引入装置应能防止电缆扭转、拔脱和损伤。

设备接线 接线端子的导电体和设备内部的连接线须用铜材制造；接线端子直径须不小于M6；接线端子和连线应有足够的机械强度，保证连接可靠；接线端子之间及接线端子对地间的电气间隙与爬电距离须符合标准要求（见增安型电气设备）；电压高于127V的接线端子不得采用酚醛塑料作绝缘材料。

安全措施 主要有设备接地和联锁措施。

设备接地 固定式设备在外壳上须设置内外接地螺栓，内接地螺栓直径应根据导线截面大小选取，外接地螺栓应根据设备功率大小选取。接地螺栓应采用不锈金属材料制造或进行电镀等防锈处理。

设备联锁 设置的目的是为防止误操作，保证设备正常运行和人身安全。一般开关手把在切断电源后须能自锁；直流电压高于60V、交流电压高于36V的设备须设置阻止带电开盖的联锁措施，不能采用联锁措施的可设置“断电开盖”字样的警告牌；凡开盖或取下零部件后可能触及带电部分的设备，须设置防护等级不低于IP20的防护罩，并按规定设“当心触电”的警告标志；用隔离开关联锁的结构，须保证触头的断开位置明显可见或通过手柄能正确判断触头的状态，手柄和操纵机构的连接须坚固可靠。

专用要求 对矿用一般型电气设备中的油浸变压器、高低压开关控制设备和插接装置提出的特殊规定。

油浸变压器 油浸变压器的外壳防护等级须不低于IP44；变压器油箱上须设有油标，当油标损坏时，油面须高于裸露带电部分10mm以上；油箱下部放油的塞子须使用专用工具才能打开。

高、低压开关 高压开关设备须有选择性的检漏保护、短路保护和欠电压保护；作为电机、变压器控制用的高压开关还须设置过负荷保护；远距离控制时须有控制芯线断线和短路失控保护，并只允许一点起动、多点停止。低压开关设备须有短路、欠电压和检漏保护；作为控制用的开关还须设过负荷、断相、漏电闭锁保护，并能远距离控制，远距离控制线路的额定电压不超过36V；低压开关当电网功率因数为0.3±0.05时分断能力须不低于表1的规定，在设备内腔还须设有清晰明显的电气图标牌。

插接装置 电压低于1140V的插接装置，须设防止骤然拔脱的徐动机构；电压高于1140V的插接装置须有电气联锁，保证断电后才能拔插。插头与插座的配合应保证可靠接触，拔插力须小于147N。插头拔出后插座内不允许有裸露带电部件，在插座入口处应设便于开启的防护盖。接地端子须制成专用的插杆和插孔，不许用外壳代替，在插拔时，接地插杆须比主插杆先接触、后离开。

表1 低压开关的分断能力最低值

开关的额定电流/A	分断电流/kA					
	在电压作用下分断电流幅值			在电压作用下分断电流第一个半周期电流有效值		
	380V	660V	1140V	380V	660V	1140V
25	6.7	5.0		2.7	2.0	
63	10.0	7.5		4.0	3.0	
100~160	22.0	18.0		11.0	9.0	
200~250	30.0	24.0		15.0	12.0	
313~400	34.0	28.0	18.0	17.0	14.0	9.0
500~630	38.0	30.0	25.0	19.0	15.0	12.5

参考书目

GB12173—90《矿用一般型电气设备》，中国标准出版社，1991。

（叶泽福）

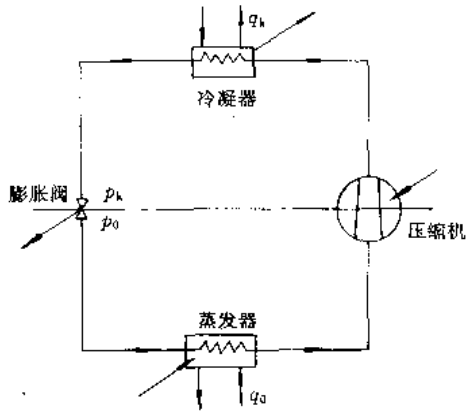
kuangyong zhileng jizu

矿用制冷机组 (refrigeration unit in mines)

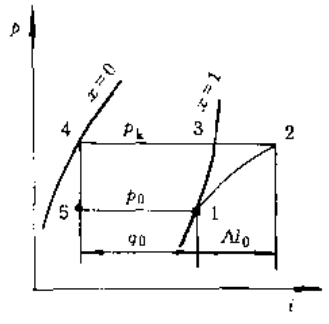
能满足矿山井下特殊使用环境的由制冷设备及控制元件、安全仪表等组成的紧凑装置。又称矿用制冷装置。基本要求是：①工作高度安全可靠；②符合矿井防爆要求；③制冷剂与空气、甲烷、煤尘等的混合物不构成燃烧、爆炸的危险；④具有适应矿井环境的结构。常

用的有压缩式制冷机组、蒸汽喷射式制冷机组和吸收式制冷机组。

压缩式制冷机组 由蒸发器、压缩机、冷凝器和膨胀阀组成。分为活塞式、螺杆式和离心式制冷机组3类，其工作原理基本相似，区别在于机组的压缩机不同。制冷原理如图1所示。具有较高压力 p_k 的液态制冷剂从冷凝器流出后，经膨胀阀节流膨胀，向较低压力 p_0 的蒸发器喷射，并迅速蒸发，因蒸发而吸收流经蒸发器的载冷剂热量，使载冷剂温度降低，从而实现了制冷；蒸发后的气态制冷剂，经压缩机的压缩进入冷凝器，被冷却水冷却，冷凝为压力为 p_k 的液态而回到初始状态。整个循环可归纳为蒸发过程、压缩过程、冷凝过程和节流过程4个理论工作过程。



(a)原理简图



(b)压焓图

图1 活塞式制冷机组制冷原理

蒸发过程 对应于图1b中的过程线5—1。状态5的制冷剂流经蒸发器，在其中等压汽化吸热，使载冷剂降温并维持所要求的低温状况，而制冷剂不断汽化为干饱和蒸汽达到状态1。单位制冷剂在蒸发器内吸取的热量为：

$$q_0=i_1-i_5=i_1-i_4 \qquad q_V=\frac{q_0}{v_1}=\frac{i_1-i_4}{v_1}$$

式中 q_0 为每1kg制冷剂吸取的热量（单位制冷量），kJ/kg；i_1、i_4、i_5 为状态1、4、5时的焓，kJ/kg、kJ/kg、kJ/kg；v_1 为制冷剂在吸气状态时的蒸汽比容，m^3/kg；q_V 为 $1m^3$ 制冷剂（按吸气状态）吸取的热量（单位容积制冷量），kJ/m^3。

q_0、q_V 只与蒸发温度和节流前液体的温度有关。

压缩过程 对应于图1b中的过程线1—2。处于状态1的干饱和蒸汽被吸入压缩机后经绝热压缩变为过热蒸汽，处于状态2。压缩机输送给单位制冷剂所消耗的功（单位功）为：

$$l_0=i_2-i_1$$

式中 l_0 为压缩机的单位功，kJ/kg；i_1、i_2 为处于状态1、2的制冷剂的焓，kJ/kg、kJ/kg。

由于节流过程中制冷剂对外不作功，所以循环的单位功，就是压缩机的单位功。

冷凝过程 对应于图1b中的过程线2—3—4。由压缩机来的处于状态2的过热蒸汽在冷凝器内先等压冷却为处于状态3的干饱和蒸汽，而后等温（也等压）冷凝为饱和液体（状态4）。单位制冷剂在冷凝器中放出的热量（单位冷凝热）为：

$$q_k=q_0-l_0=(i_1-i_4)+(i_2-i_1)=i_2-i_4$$

式中 q_k 为单位冷凝热，kJ/kg；q_0 为单位制冷量，kJ/kg；l_0 为压缩机的单位功，kJ/kg；i_1、i_2、i_4 为1、2、4状态时制冷剂的焓，kJ/kg、kJ/kg、kJ/kg。

节流过程 对应于图1b中的过程线4—5。处于状态4的高压液态制冷剂经膨胀阀节流，压力、温度迅速下降，形成低温低压制冷剂（状态5）进入蒸发器吸热汽化。节流前后的制冷剂的焓值相等。

活塞式制冷机组 机组的压缩机有活塞、连杆、曲轴几种机构，属容积型往复式压缩机，广泛应用于制冷量在450kW以下的范围，特别适合装配中心型制冷装置。活塞式制冷机组的制冷量随工作温度而变：①当蒸发温度一定时，冷凝温度减小，则制冷机的制冷量将增大，而消耗功率将减小，制冷系数将增大；冷凝温度增加，则制冷机的制冷量将减少，而消耗功率将增大，制冷系数将减小。②当冷凝温度一定时，蒸发温度减小，制冷机的制冷量将减少，制冷系数也减小；蒸发温度增加，制冷机的制冷量将增大，制冷系数也增大。蒸发温度的变化对消耗功率的影响较为复杂，消耗的功率存在一个最大值，当冷凝器中的制冷剂压力与蒸发器中的制冷剂的压力之比大致等于3时，消耗功率最大，在其它蒸发温度时都小于这个功率。

当耗冷量有变化需对能量进行调节时，多采用逐

级调节法，即让多缸机组的部分汽缸的吸气、排气沟通，使之不起压缩作用，能量调节的范围分100%、75%、50%、25%、0%几级。能量调节装置还可作为机组启动时的卸载装置。

螺杆式制冷机组　机组的压缩机采用一对互相啮合、旋向一左一右的阴阳转子机构，属容积型回转式压缩机，阴转子的齿为凹型，阳转子的齿为凸型。工作过程分为吸气过程、压缩过程、排气过程。工作时，转子回转，转子的齿、齿槽与机体内圆柱面、端壁面构成的工作容积（基元容积）作周期性变化，制冷剂即沿着转子的轴向由吸入口侧（一般在转子的上半部分）移向排气口侧（一般在转子的下半部分）（图2）。

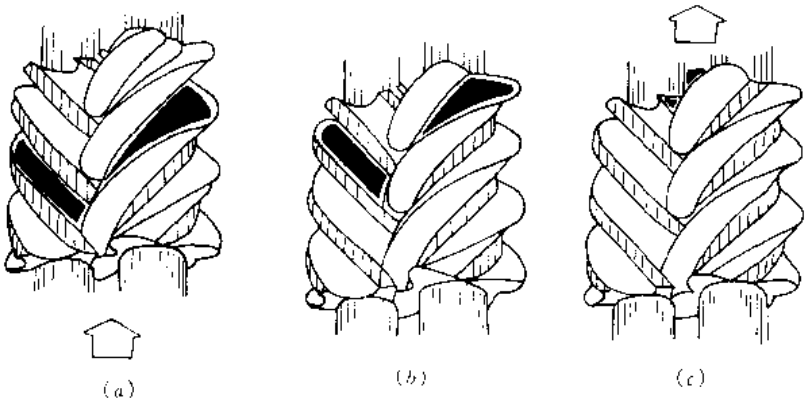


图2　螺杆式压缩机工作原理

a—吸气过程；b　压缩过程；c—排气过程

由于空间接触线的分隔，故排气的同时，基元容积对（由阴阳转子各自的基元容积所组成）即在吸气端再次进行吸气，继而又压缩、排气，如此循环不息，不断地完成压缩机的吸气、压缩、排气工作循环；由于转子的导程比转子的长度长，转子旋转速度又高，因此压缩机的工作循环可视为连续而脉动小的工作过程。

螺杆式制冷压缩机的能量调节即机组的制冷量通过改变转子的有效长度、即改变压缩机的排气量来实现，转子有效长度由改变滑阀位置来实现。由于滑阀位置可任意连续地移动，因此能量可在10%～100%的范围内作无级调节。

螺杆式制冷机制冷量范围较广，中国系列产品为9.304～2326kW，可以满足矿井空调的所有需要。

近代螺杆式制冷压缩机多采取向转子啮合处喷油（喷油螺杆）的办法来改善性能，其特点是：①喷入的油可吸收压缩热，大大降低了排气温度；②喷油可填充转子间的间隙，阻尼制冷剂泄漏，增加了转子间的密封效果；③喷油可吸收和阻尼声能和声波，可使噪声降低10～20dB；④喷油有冲洗灰尘杂物的作用和润滑运动的副作用，可延长运动部件的使用寿命；⑤增加了油分离器、油冷却器、油过滤器、油泵等油处理设备，增加了机构的复杂性，机组也变得庞大。目前正在研究用喷制冷剂液体部分代替喷油（液、油有一定比例），由于混合的制冷剂液体与润滑油喷入压缩机的转子中后制冷剂液体可以吸收压缩热并冷却油温，因而可以达到去除油冷却器、缩小油分离器、使机组小型轻量化的目的。

吸气过程　当阴阳转子啮合部分在吸入口侧逐渐脱开基元容积对即逐步扩大时，吸气过程开始，当基元容积对转过吸入口构成一个封闭空间时，即完成了吸气过程。

压缩过程　吸气过程完成后，转子继续回转，基元容积对不断缩小，压缩过程开始，制冷剂蒸汽被压缩，转子啮合点（密封线）达到排气口时，压缩过程即终止。

排气过程　压缩过程结束后，转子继续回转，当基元容积对与排出口接通时，排气开始，当基元容积对达到最小时，排气过程即完成。

离心式制冷机组　采用的压缩机为离心式压缩机，是矿井空调普遍采用的制冷设备，在集中分离式空调系统中基本上采用这种制冷机组。离心式压缩机利用离心力使气体受到压缩，利用叶轮（转子）的高速旋转，使气流产生压力能和速度能，而速度能在扩压器中进一步转换成压力能，属于透平机械，工作原理基本上和离心泵、离心风机相同。主要有转子和定子两个部分，转子即叶轮，是用来把功传递给气体的部件，定子即扩压器、回流器、蜗室等，是用来改变气流运动方向

以及把速度能转变为压力能的部件。

离心式制冷机组制冷量的调节通过改变压缩机、冷凝器的特性曲线，使压缩机的工作点变化实现；具体方法有改变压缩机的转速、采用可转动进口导叶、进气节流调节、改变冷凝器的进水量和反喘振调节。一般调节范围为30%～100%。

单级离心式制冷机组的制冷循环是：压缩机吸入来自蒸发器具有状态1的饱和蒸汽（压力为p_1、温度为T_1），经绝热压缩至状态2（压力为p_2、温度为T_2），然后进入冷凝器等压冷凝为状态3，再经浮球阀等焓节流至状态4，流入蒸发器等压（等温）气化吸热（图3）。

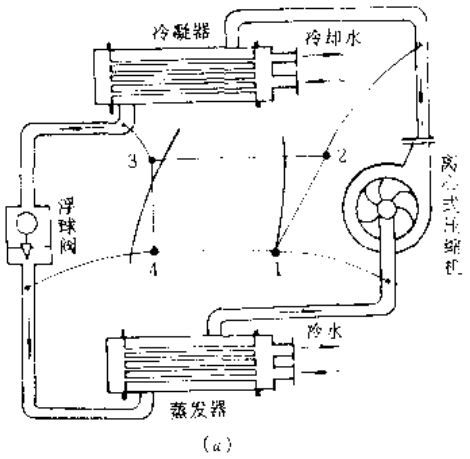


图3 单级离心式制冷机组制冷原理

a—原理简图；b—压焓图

蒸汽喷射式制冷机组 为压缩式制冷，借助工作蒸汽通过喷嘴的喷射产生的压差（真空）使汽态制冷剂进行循环；也可以认为是用蒸汽向制冷剂加热进行制冷循环。以对制冷剂加热进行补偿来完成制冷循环。

蒸汽喷射式制冷机用喷射器取代了压缩机，简化了结构，具有很大的优越性；但由于需要工作蒸汽以及生产蒸汽的锅炉，因此不能用在井下制冷站，又由于目前的蒸汽喷射式制冷机都采用水作制冷剂，工作水的出口温度偏高都在10℃以上，因而其使用范围受到了一定的限制。

制冷原理 如图4所示，从蒸汽锅炉1产生的具有较高压力的工作蒸汽进入喷射器（含吸入室、喷嘴、混合室、扩压器），通过渐缩渐扩喷嘴进行绝热膨胀，在喷嘴出口获得很大的汽流速度（1000～1200m/s），造成吸入室很低的压力，使蒸发器5中的水（制冷剂）蒸发成蒸汽，蒸发时吸收周围水中的热量使其成为冷冻的工作水，工作蒸汽与低压低温蒸汽在混合室内混合后即进入扩压器，在扩压器中速度下降，动能变为位能压力升高，实现了对制冷剂蒸汽的压缩，之后冷凝成水，冷凝水绝大部分由水泵2送回锅炉1中，另一小部分则经节流阀6进入蒸发器5中继续蒸发，制取所需要的工作水。

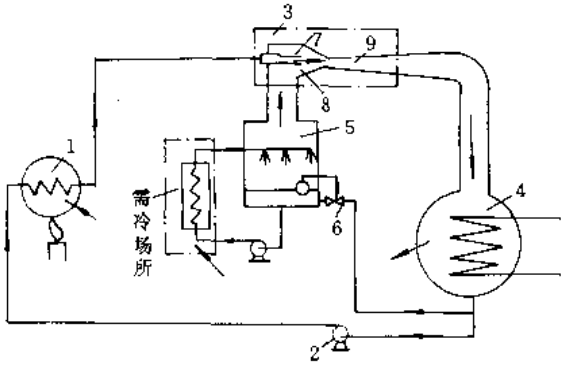


图4 蒸汽喷射式制冷机组制冷原理

1—锅炉；2—水泵；3 喷射器；4—冷凝器；5—蒸发器；6—浮球式节流阀；7—喷嘴；8—混合室；9—扩压器

吸收式制冷机组 基于二元溶液（2种沸点相差较大的溶液）的热力特性，以沸点低的溶液作制冷剂，沸点高的溶液作吸收剂来实现制冷循环的装置。所谓吸收式是指吸收剂能吸收气态制冷剂，以消耗热能来完成制冷循环。由发生器、冷凝器、蒸发器和吸收器组成。制冷温度在0℃以上。常用的有2种类型：一种是氨吸收式制冷机，工质对为氨—水溶液，氨为制冷剂，水为吸收剂；一种是溴化锂吸收式制冷机，工质对为溴化锂—水溶液，水为制冷剂，溴化锂为吸收剂。

吸收式制冷机组，因需要用加热蒸汽或超过75℃以上的载热体，因此不适宜用于井下，且没有废热利用的外部条件时，也不宜采用。

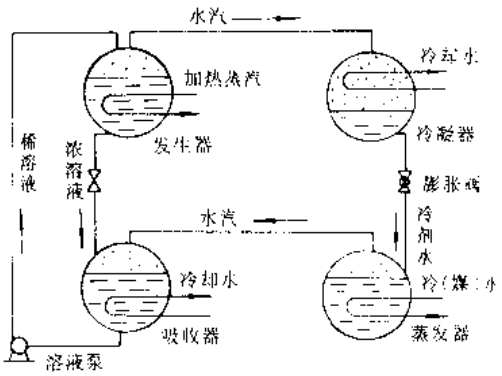


图 5 吸收式制冷机组制冷原理

制冷原理 如图 5 所示，由溶液泵输送来的稀溶液进入发生器内，被工作蒸汽加热沸腾，低沸点制冷剂被汽化；汽化的气态制冷剂进入冷凝器，被冷却水冷凝成液态，此时压力较高；液态的制冷剂通过膨胀阀节流进入蒸发器，由于压力骤然降低，液态制冷剂迅即蒸发，吸收周围载冷剂热量，从而使载冷剂温度降低，达到制冷的目的；汽化后的制冷剂进入吸收器，同从发生器来的已经被冷却水冷却的浓溶液混合并被吸收，浓溶液吸收了制冷剂变为稀溶液；稀溶液进入溶液泵并被输送到发生器去加热，进入下一个制冷循环。吸收器、发生器、溶液泵三者相当于压缩机，吸收器起着压缩机的吸气行程作用，将蒸发器中生成的制冷剂蒸汽不断抽吸出来维持蒸发器内的低压；发生器起着压缩机的压缩行程作用，将制冷剂蒸汽的压力、温度提高，以便在冷凝器中将热量转移出去而冷凝成液态。

参考书目

《制冷工程设计手册》编写组编，《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1982。

吴宝志编，《螺杆式制冷压缩机》，机械工业出版社，1985。

彦启森主编，《空气调节用制冷技术》，中国建筑工业出版社，1989。

（常业均）

kuosan tongfeng

扩散通风 （diffusion ventilation） 利用空气分子的自然扩散运动，对局部地点进行通风的方式。

扩散通风不需要专用导风设施和通风动力，但风流定向运动速度很小，且不稳定，不能及时排除有害气体，不能作为常规的通风方法。中国《煤矿安全规程》对采用扩散通风方式的地点及条件作了具体、严格的规定。

参考书目

吴中立著，《独头巷道爆破后通风》，冶金工业出版社，1959。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992 年版），煤炭工业出版社，1992。

（范明训）

L

laodong baohu

劳动保护 (labour protection) 依靠科学技术和科学管理，采取技术措施和组织措施，消除劳动过程中危及人身安全和健康的不良条件和行为，防止伤亡事故及职业病的发生，保障劳动者在劳动过程中的安全及健康的一门综合性学科。劳动保护是随着人类在劳动实践中的认识水平的不断提高而发展起来的。劳动保护作为一门综合性学科是以自然科学为主体，同社会科学相关联的边缘科学。其研究领域包括属于自然科学范畴的物理、化学、生物学、劳动生理学、人机工程学和生产技术等学科中有关改善劳动条件、减轻劳动强度、消除危险因素和致病因素等技术性内容，和属于社会科学范畴的政治、经济、法律等学科中有关劳动保护方针、政策、制度、教育、组织等内容。

劳动保护的基本任务是：①不断改善劳动条件，避免或减少伤亡事故和职业病的发生，使不安全的、有害健康的作业安全化、无害化；②使繁重的体力劳动变为机械化、自动化；③规定职工的工作时间，限制加班加点，保障劳动者休息时间和休假日数；④根据妇女的生理特点，对女职工实行特殊的保护。

劳动保护科学在研究内容上主要有 10 个方面的分支学科：①劳动安全工程学。其运用工程技术的原理和方法，防止生产过程中各类事故的发生，保障劳动者的安全的学科；②劳动卫生工程学。从工程技术角度研究控制作业场所有毒有害物质危害的方法，以减少职业病的发生，保护劳动者的健康的学科。主要研究工业防尘技术、工业防毒技术、噪声控制技术、物理因素防护技术和评价测试技术等；③工业毒理学。是毒理学在劳动保护科学中的具体应用。主要采用毒理学的方法研究作业场所中的有毒物料或产品对人体健康的影响；④安全系统工程学。应用系统工程理论和系统分析方法，研究生产过程中各种事故发生的原因、方式和影响因素，以便选择确定预防措施，提高系统的安全性，防止事故发生的学科；⑤安全人机工程学。即以改善劳动条件、防止伤亡事故和职业病为目的的人机工程学。主要研究职业适应性，人－机界面安全性，人的生理、心理素质与控制人为失误相互关系，信号系统与辨识能力，照明条件与安全性的关系等问题；⑥劳动生理学。研究人的生理特点与劳动条件间的相互关系的学科。重点研究人的负荷能力、耐受极限、体力劳动等级等内容；⑦劳动保护社会学。主要研究伤亡事故和职业病对社会造成的不良后果，消除上述后果及其影响的方法和对策，以及劳动保护工作在社会发展中的作用和地位；⑧劳动保护经济学。主要研究劳动保护工作与经济发展之间的相互关系、劳动保护工作在促进行业发展中的作用、伤亡事故和职业病造成经济损失的情况及其统计计算方法以及劳动保护投资等方面的内容；⑨劳动保护教育学。主要研究对劳动保护监察人员、劳动保护科技人员、企业领导及劳动保护管理人员、特种作业人员和工人进行专业培训和安全教育的理论等内容；⑩劳动保护法学。研究劳动保护法规体系，立法依据、司法制度、执法程序以及与国家有关的政策、法令之间的关系和协调一致性等问题的学科。

发展趋势 劳动保护科学的学科体系目前正逐步趋于完善，其发展的趋向表现为：①综合性更强，涉及范围更广；②更注重科学性、经济性和实际应用效果；③与先进技术的联系更为密切。

随着基础科学和现代技术的不断发展，劳动保护与社会发展的关系研究、劳动保护情报信息的分析研究以及激光、微波等新型物理危险因素防护技术的研究、劳动保护经济学研究等也越来越受到劳动保护科学界的重视。

劳动保护法规 国家机关根据有关规定和国家劳动保护政策，制定的关于劳动保护方面的各种法令、规程、条例、决议、命令、规定、办法、技术标准、指示等法律性条文。是人们在生产过程中的行为准则之一，是实现安全生产和劳动者人身安全、健康免受伤害的保障，由国家机关强制执行。

中国劳动保护立法的主要指导思想是：①保护劳动者在生产过程中的安全、健康；②促进生产建设的发

展和科学进步；③坚持科学性和可行性，尽量实现先进性；④认真总结国内企业生产第一线和管理部门的经验，借鉴国外工业发达国家的有关法规，制定符合中国国情的劳动保护法规。

中华人民共和国成立后，国家制定了一系列的劳动保护法规。煤炭工业主管部门也根据国家有关规定，结合煤矿特点制定了一系列的劳动保护法规。

劳动保护监察 国家劳动保护监察机关监督检查各级生产管理部门、企业、事业单位和工作人员对各项劳动保护法规的执行情况，处理和处罚违反劳动保护法规的责任者的工作过程。

中国劳动保护实行国家监察，行政管理，群众监督相结合的工作体制。国家授权劳动部门代表国家依法行使对劳动保护工作的监察职权；煤炭工业主管部门安全监察机构行使对煤炭行业的劳动保护工作的监察职权。中国劳动保护监察机关的主要职权是：①贯彻并监督执行国家有关劳动保护的方针政策和法规；②监督检查企业、事业单位改善劳动条件计划的实施及安全经费的使用情况；③参与职业危害严重的新建、改建、扩建企业和事业单位和重大技术改造工程项目的设计审查和竣工验收，对有关劳动安全的工艺、设备、材料实行安全认证制；④监察企业、事业单位的安全卫生状况，实行安全认可制，发现危及职工安全、健康的重大隐患及时发出“劳动安全监察指令书”，限期消除隐患，对逾期不改的，令其停止作业，进行整顿；⑤参加职工伤亡事故的调查和处理，事故原因分析和对事故责任的处分发生分歧意见时，提出结论性意见；⑥对厂、矿长进行劳动保护培训和考核发证，监督特种作业人员的考核和按国家规定的发给合格证，实行安全资格认证制；⑦对违反劳动保护法规，造成严重后果的企业、事业单位及负责人依法给予处罚。

劳动保护措施 为解决生产中安全技术问题而采取的措施，也称安全技术措施。它以生产过程中非人因素为研究对象，目的在于解决生产技术装备上存在的问题和作业环境中的不安全因素。根据各行业的不同特点，其表现出了方方面面的技术问题，煤炭行业的安全技术措施主要表现为水、火、瓦斯、煤尘、顶板五大灾害的防治技术和机、电事故的防治技术等。

劳动保护科学研究 为改善劳动条件，减少或避免伤亡事故和职业病的发生，保护劳动者在生产过程中的安全和健康而进行的研究工作，劳动保护科学研究的目的是探索工伤事故与职业病危害的成因、机理、发展变化规律及其防护方法和控制手段，为安全生产提供科学、实用的技术途径和措施，为管理提供科学依据。

参考书目

劳动人事部译审委员会译，《职业卫生与安全百科全书》，中国大百科全书出版社，1987。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十三篇），煤炭工业出版社，1991。

（陈开胜）

laodong weisheng biaozhun

劳动卫生标准 (labour health standard)

是对劳动环境中各种职业危害因素规定的接触限值。是制定劳动卫生法规的基础和贯彻、实施法规的技术规范，是执行工业卫生监督和管理的法定依据。用以衡量作业环境卫生状况，由国家作为一项技术法规予以颁发。目的在于限制或减少作业环境中因职业危害因素对劳动者健康的损害。主要内容包括体力劳动负荷限量、生产环境气象条件、工业噪声与振动、高频电磁场与微波、激光、作业环境空气中毒物和生产性粉尘等职业危害的最高容许限值（浓度）。制订和实施劳动卫生标准是劳动卫生工作标准化管理的重要组成部分。

不同国家或机构所使用的职业危害接触限值名称与表示方法不尽相同。中国与原苏联及东欧等国家采用最高容许浓度（maximum allowable concentration，MAC）作为车间空气中有害物质的接触限值，英美等西方国家采用的是阈限值（threshold limit value，TLV）。

制订或修订劳动卫生标准的原则是在保障劳动者健康的前提下做到经济合理，技术可行。制订或修订的方针是“预防为主”，并从现有基础出发，考虑到经济、技术的现状和发展。制定劳动卫生标准的依据因职业危害的类别不同而不同：①制定车间空气中有毒物质接触限值时，要以化学物的理化特性、动物实验与人体毒理学资料、现场劳动卫生调查与流行病学资料为依据；②制订新化学物质接触限值时，应在充分复习文献资料的基础上进行，先从毒理实验开始，首先测得毒物的进入途径、急性吸入阈浓度等基本资料，及毒物在体内的代谢，有无致畸、致突变、致癌、致敏及迟发性毒作用等，进而通过吸入染毒实验确定慢性毒作用的阈浓度，然后选择一定的安全系数，提出接触限值的初步建议，再经现场卫生学调查和接触者健康状况的动态观察，最后定出既安全、合理又切实可行的数值；③对于已经生产和使用较久的化学物，主要根据已有毒理学资料和流行病学调查资料制订接触限值；④制订生产性粉尘接触限值时要以粉尘理化特性，动物实验、粉尘作业卫生学调查与现场粉尘测定以及工人健康资料为依据。在制订卫生标准的同时还应提出相应的作业

环境监测方法和说明。劳动卫生标准也不是一成不变的，随着医学科学、工业技术和国民经济的发展，将会得到不断地修订或补充。

中国的劳动卫生标准是在劳动卫生与职业病防治工作经验的基础上，通过专题研究，并吸收国内外经验而逐步形成并不断发展、补充、渐趋完善的。首部劳动卫生标准是1956年颁布的《工业企业设计暂行卫生标准》；经初步实践的检验，作了补充与修订后，于1962年又颁发了第二部劳动卫生标准——《工业企业设计卫生标准（GBJ1—62）》；此后经10多年的实践应用，又进行了审查、讨论与修订，经卫生部、国家基本建设委员会、国家计划委员会、国家经济委员会、国家劳动总局批准，于1979年11月1日颁发了现行的劳动卫生标准——《工业企业设计卫生标准（TJ36—79）》。中国制订的其他劳动卫生标准还有1979年8月卫生部国家劳动总局颁发的《工业企业噪声卫生标准（试行草案）》，1979年1月卫生部、第四机械工业部颁发的《微波辐射暂行卫生标准》，1989年2月卫生部颁发的《煤矿井下采掘作业地点气象条件卫生标准》和《作业场所局部振动卫生标准》。

中国于1981年成立全国卫生标准技术委员会，直属国家卫生部领导，主要任务是提出制订卫生标准的工作计划和科研规划的建议；组织审查或修订卫生标准，提出技术审查意见；审议与卫生标准有关的科研成果等。

随着化学工业的迅速发展，新开发的各类化学物的卫生标准、化学致癌物卫生标准以及呼吸性粉尘卫生标准应是今后加速研究的重要课题。

最高容许浓度 在工人整个就业期间，不会引起任何疾病，也不会出现用现代检查方法可能查出的异常变化的工人每天劳动中接触工作地点空气中有害物质的最大浓度值。

阈限值 美国政府工业卫生学家会议（American Conference of Govermental Industrial Hygienists，ACGIH）推荐的作业环境中职业危害的接触限值，分为时间加权平均阈限值、短时间接触限值和阈限值上限（threshold limit value—ceiling，TLV—C；指任何接触瞬时均不应超过的浓度）3种。在此限值条件下，每日反复暴露，几乎所有工人不受到有害影响；然而由于个体易感性的差异较大，一部分工人所接触的某些物质浓度值即使等于阈限值或低于阈限值也会感到不适，少数工人可能会产生严重不适，以致加剧原有病情或发生职业病。

时间加权平均阈限值（threshold limit value—time weighted average，TLV—TWA） 正常8h工作日和40h工作周的时间加权平均限值。在此限值下，几乎所有工人日复一日反复暴露不致产生损害效应。

短时间接触限值（threshold limit value—short term exposure limit，TLV—STEL） 在此限值下，工人短时连续暴露不致受到刺激作用，慢性或不可逆性组织损伤，导致事故伤害增大、丧失自救能力以及明显降低工作效率。STEL是指每日接触时间不得超过4次，且前后2次接触至少要间隔60min。

参考书目

中国预防医学科学院标准处编，《劳动卫生国家标准汇编》，中国标准出版社，1992。

（杨祖六）

laodong weisheng jiandu

劳动卫生监督 （labour sanitary inspection）

国家授权的劳动卫生监督机构和监督人员，依据国家和地方制定的有关劳动卫生标准及法规，实行卫生监督，以确保劳动卫生条件处于良好状态，预防职业性有害因素损害职工健康，保证煤炭生产的顺利进行的工作。是煤矿劳动卫生工作的内容之一。作用是促进劳动卫生标准的落实，评价企业的劳动卫生条件，促进企业对职业有害因素的治理，普及卫生法制和预防知识的教育，对违法行为实行惩处。劳动卫生监督的依据是中华人民共和国宪法、工会法、劳动法、煤炭法、刑法，劳动卫生法规、条例，劳动卫生标准及矿山安全法、煤矿安全规程等。劳动卫生监督可分为预防性劳动卫生监督、经常性劳动卫生监督及协同性劳动卫生监督。协同性劳动卫生监督是中国根据现实体制和职能划分的实际情况而提出实行的一种监督方式。

预防性劳动卫生监督 工业劳动卫生监督机构参与新建、改建、扩建的工程项目的设计审查和工程验收，保证其卫生防护设施与主体工程同时设计、同时施工、同时验收（简称“三同时”）投产使用，并符合国家卫生标准的监督方式是贯彻“预防为主”卫生方针的一项重要工作，是预防医学中劳动卫生工作的重要内容。有其具体的监督内容和监督程序。

监督内容包括对工业企业基本建设和技术改造项目、采用的新工艺及新技术、生产和使用的新化学物质、生产的防护设备及用品的劳动卫生监督。

工业企业基本建设和技术改造项目的卫生监督执行“三同时”的卫生监督方法。内容包括劳动卫生防护设施的初步设计审查、审批，施工过程的检查和竣工验收，工程项目的劳动卫生防护设施卫生效果鉴定评价，生产环境在正式投产后与设计要求的吻合程度评定。

工业企业采用新工艺、新技术的卫生监督　内容包括通过劳动卫生学鉴定评价，判断是否存在职业危害因素及存在时的危害程度，提出应采取的防护措施，保护职工身体健康。

工业企业生产和使用新化学物质的卫生监督　包括了解新化学物质的种类、毒性、用量和卫生安全标准，督促采取有效的防护措施。

工业企业生产防护设备、保护用品的卫生监督　主要是监督其产品真正能起到防止职业性有害因素的作用，达到卫生要求的效果。

监督程序　对某项工程各阶段由始至终的全过程中各环节所采取的监督工作步骤。主要有：

(1) 审查《基本建设工程项目计划任务书》，审查其内容是否有根据国家有关规定设置防治职业性危害设施的要求；

(2) 审查项目的可行性研究报告，审查对职业危害因素的治理措施是否有论证、是否可行；

(3) 审查初步设计和“工业卫生专篇”，审查厂址选择是否符合卫生要求，产生职业危害因素的车间、岗位是否采取了防护措施，生产、生活卫生设施是否符合卫生标准要求；

(4) 审批“三同时”审批表；

(5) 施工检查。主要对劳动卫生防护设施的施工情况进行检查；

(6) 劳动卫生防护设施卫生效果鉴定评价。工程项目完成后，在试生产阶段，由建设单位提出申请，由同级劳动卫生监督机构进行测试并提出《劳动卫生鉴定评价报告书》，同时将测定的结论性数据填入“三同时”竣工验收审批表栏内；

(7) 审批“三同时”竣工验收审批表，主要审查初步设计提出的职业性危害因素治理措施是否达到了设计要求，是否符合国家卫生标准的要求，各生产、生活卫生设施是否符合卫生要求；

(8) 参加竣工验收。卫生部门要以《劳动卫生鉴定评价报告书》为依据，履行竣工验收手续。

经常性劳动卫生监督　劳动卫生监督机构依据工业劳动卫生法规对现有工业企业实行全面的常规性的劳动卫生监督检查的监督方式。目的在于及时发现并消除生产性有害因素的影响，保证职工的健康，促进生产力的发展。有其具体的监督内容和监督程序。

监督内容　包括劳动卫生管理、防护措施监督、有害作业职工健康监护监督和生产现场监测监察。

劳动卫生管理　其目标是：①劳动卫生与职业病防治机构健全，本企业的劳动卫生工作由专、兼职的专业技术人员负责；②有健全的劳动卫生档案，并随时对档案内容进行补充、更改。包括矿(厂)劳动卫生档案、职业病档案、工人健康档案、生产环境监测档案、劳动卫生汇总档案、卫生监督档案等；③执行职业病报告制度；④建有煤矿劳动卫生工作网络，以充分发挥职业病防治机构的作用；⑤制订有煤矿劳动卫生近期和远期的工作规划，有计划地开展业务工作；⑥做到环境与机体、现场与实验室的结合，能为解决职业性危害的实际问题提供科学依据；⑦开展职业卫生宣传教育。

防护措施监督　主要监督：①经费是否落实，是否用于改善劳动条件、增强防护措施；②是否采取了有效的防尘、防毒等防护措施；③作业场所有害因素是否达到国家的卫生标准；④是否加强了个人和其他的防护措施；⑤是否保护了妇女的健康。

有害作业职工健康监护监督　内容包括：①煤矿就业前健康监护；②定期健康监护，中国《煤矿安全规程》根据接尘人员所接触的粉尘中游离 SiO_2 含量不同，将接尘人员划分为不同的管理人群，并规定了不同管理人群的拍片检查年限，对接触毒物、放射线的人员的检查年限也做了具体的规定。

生产现场监测监护　分一次性监测、系统监测和特殊监测3类。一次性监测是对有害作业环境一次性测定若干样品，根据监测结果，对照国家卫生标准进行评价；系统监测是指在不同时间对不同生产环节进行有代表性的监测，常用于专题调查和防护措施效果的卫生学评价；特殊监测是指在特殊情况下，生产环境空气中有害物质突然升高，对工人造成或可能造成危害时所采取的瞬时高峰浓度的监测。

监督程序　大致分为以下几个步骤：

(1) 监督准备。经常性劳动卫生监督工作一般要有计划地进行，每次监督前要做的准备工作包括查阅有关资料与劳动卫生档案以及携带必须的监测仪器、录记设备等；

(2) 深入现场。包括查看生产工艺、劳动条件、有害因素的分布、防护设施和操作工人实际接触情况，必要时要进行监测和体格检查等；

(3) 填写《劳动卫生监督记录》；

(4) 下达《劳动卫生监督意见书》；

(5) 依法处罚。对不处理有害性因素和造成了职业危害的单位，按有关处罚规定和程序进行处罚；

(6) 申请强制执行。当受罚单位逾期不对处罚结果向法院起诉又不履行时，申请法院强制执行；

(7) 立案归档。经常性劳动卫生监督是一项严肃的执法工作，在每次监督工作后都要建立监督档案，并及时归档。

协同性劳动卫生监督　中华人民共和国建国以

来，一直实行着安全监察（劳动部门）、卫生监督（卫生部门）、行政管理（煤矿主管部门）、群众监督（工会组织）的制度，这也就提出了一种全新的协同性劳动卫生监督方式，可充分发挥各方面的职能作用，强化劳动卫生监督。

参考书目

穆智宏主编，《煤矿防尘与粉尘检测》，黄河出版社，1991。

（向卓辉）

lengguangguan

冷光管 （cryo-light sticks） 一种利用化学反应发光原理制成的、用作矿井事故后的安全导向路标、引导遇险人员脱险和防止救护队员退出灾区时走错路的棒状发光体，又名安全导向灯。它是一种全密封、防水防爆、可折弯的透明塑料管，发光时不会产生有害于人体的射线。其发光体系是草酸酯-过氧化氢-荧光体化学发光体系，即当草酸酯（R—O—C(=O)—C(=O)—O—R）和过氧化氢反应生成的中间体同荧光体形成很不稳定的络合物后，络合物即快速分解生成二氧化碳，并将多余能量传递给荧光体而使其处于电子激发态成为激发荧光体，由于激发荧光体寿命很短，很快即会辐射跃迁，当其回到基态时，即会辐射放光。其过程可用化学方程式表示为：

$$R\text{—}O\text{—}C(=O)\text{—}C(=O)\text{—}O\text{—}R + H_2O_2 \longrightarrow \text{(中间体)} + 2ROH$$

$$\text{(中间体)} + \text{荧光体 (F)} \longrightarrow \text{络合物}$$

络合物$\longrightarrow$激发荧光体$+CO_2$

激发荧光体$\longrightarrow$荧光体$+$光（能量为h_ν）

冷光管的反光物由甲液和乙液组成，其各自的化学成分及参与发光的物质见表1。

冷光管由内管和外管组成，外管为较粗的透明塑料管，内装甲液，内管为薄壁细玻璃管，内装乙液。使用时用手折弯粗管，使内部细管折断，这时甲液与乙液立刻充分混合并发光，约10min时，达到最大发光强度。其发光时间长短由甲、乙液的浓度与数量、发光强度等决定。冷光管贮存寿命在2年以上。中国于20世纪70年代初仿制成功。中国《煤矿救护规程》对冷光管的配备与使用作了规定。

表1 甲、乙液的化学组分及参与发光物质明细表

组分	溶液	参与发光物质
甲液	邻苯二甲酸二丁酯	(1)草酸酯；(2)荧光体
乙液	邻苯二甲酸二甲酯(80%) 叔丁醇(20%)	(1)过氧化氢；(2)催化剂

（陈学平）

lengningre de chuli

冷凝热的处理 （heat ejection from condenser）

将气态制冷剂从压缩机中获得的压缩热和在蒸发器中接受的外界的热量排除掉的工艺。有井下排热和地面排热2种方式，其中在井下排热又分为利用矿井回风流排热和利用井下涌水排热2种方式。排热方式决定着矿井空调制冷系统的运行费和初期投资的大小。

地面排热 用于制冷站设在地面的矿井空调制冷系统。其冷凝器多制成盘管式或板式换热器，安设在站外，多用风冷却，亦有用水、风共同冷却的。

井下排热 用于制冷站设在井下的矿井空调制冷系统。其冷凝器多为卧式水冷壳管式换热器，冷却水在管内流动、制冷剂在管外壳内流动。当井下有合乎要求

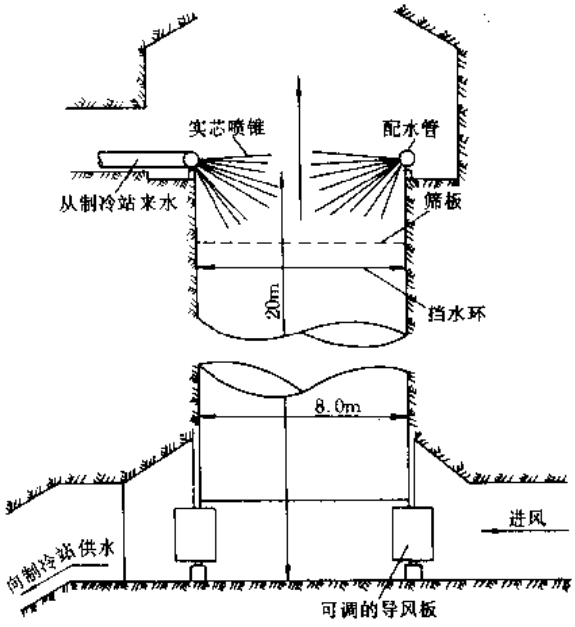


图1 井下竖直形冷却塔结构示意图

的涌水时，可利用井下涌水作冷却水进行冷凝热的排除；当利用矿井回风流排热时，冷却水常经竖直冷却塔或水平喷淋硐室将冷凝热传给流经其间的回风流。

对于井下冷却塔喷淋系统，沿着塔顶周边布设大口径的实芯喷嘴（图 1），以使水滴遍布塔内。为增进水滴的分布均匀性和防止其沿塔壁流淌，一般在塔内设置 3～4 层筛板和 3～4 个挡水环；在塔底设置导风装置，使来风涡流地均匀进入塔内；在喷水水平上的塔身应扩大些，以减少被风挟带走的水滴量。其设计的原则是：①流入冷却塔的风量应尽量地多，但风速不超过 8m/s，最佳为 4～6m/s；②在充分换热的前提下，喷水量应尽量地少，且不宜超过 16L/（m^2·s）；③喷水平面和积水池面的间距以 12～22m 为宜；④来风应径向涡流进入冷却塔，风速不宜超过 5m/s；⑤水风比以 0.5～2.5 为佳。

水平喷淋硐室有单级与多级之分，级的布置和进风流向相逆，多用口径为 8～9mm、喷角为 65°的实芯喷嘴，使水滴得以均布整个硐室且延长水风接触时间；为了平衡喷水量和泵回的水量，保证水泵得以持续运行而不致频繁节流，常在回水泵出口设置--回流管，将多余的回水重新泵回硐室，一般称为“半级”，典型的二级半喷淋硐室如图 2 所示。

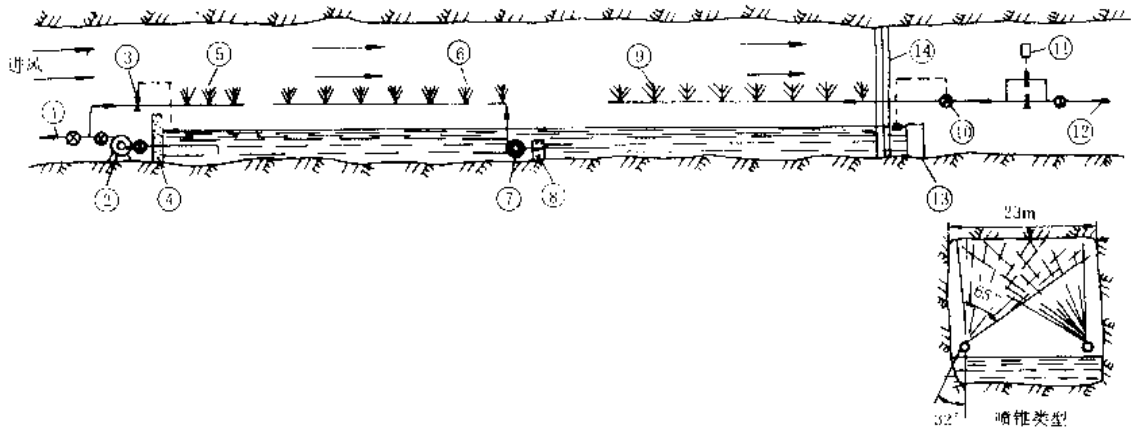


图 2 典型的二级半水平喷淋硐室布置示意图

①—回水管；②—水泵；③—水位调节阀；④—给水塔；⑤—半级；⑥—第二级喷淋；⑦—潜水泵；⑧—低隔水墙；⑨--第一级喷淋；⑩—浮控阀；⑪—温控阀；⑫—来水管；⑬—挡水墙；⑭—水滴分离器

由于喷淋后的水质要受到污染，若水质处理后仍不能满足要求，应采用表面式空冷器来对冷却水进行冷却，排除冷凝热。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

岑衍强等编著，《矿内热环境工程》，武汉工业大学出版社，1989。

（陈碧琬 辛广龙）

lidu fenbu

粒度分布 （size distribution） 不同粒径范围内粉尘粒子的个数或质量在总粉尘中所占的比例，又称分散度。是表征岩矿被粉碎的程度和矿尘颗粒大小的一个指标。分散度高，表示矿尘总量中微细尘粒多、所占比例大；分散度低，表示矿尘中粗大的尘粒多、所占比例大。粉尘的分散度直接影响着粉尘的性质和危害，分散度愈高，危害性愈大，愈难捕获。粒度分布常用积累百分数表示，大于某一粒径的粉尘粒子个数或质量与总粉尘粒子个数或质量的百分比称做筛上积累百分数；小于某一粒径的粉尘粒子个数或质量与总粉尘粒子个数或质量的百分比称做筛下积累百分数。

粉尘粒度分布可用分布函数表示，并可用计算公式计算粒度分布值。常用的积累分布代表形式有正态分布、对数正态分布、罗逊拉姆勒分布 3 种（图 1）。

正态分布 又称高斯分布或标准分布。溶液中析出的晶体粒子、化学反应析出的粉尘粒子等的粒径较均匀，其粒度分布较符合正态分布。分布函数为：

$$f(d)=\frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}}\exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{d-\bar{d}}{\sigma}\right)^2\right]$$

筛上积累百分数为：

$$R_{\backslash}=\frac{100}{\sigma\sqrt{2\pi}}\int_{d_1}^{\infty}\exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{d-\bar{d}}{\sigma}\right)^2\right]\mathrm{d}(d)$$

$$\bar{d}=\frac{\Sigma d_i n_i}{N}$$

$$\sigma^2=\frac{\Sigma\ (d-\bar{d})^2}{N-1}$$

式中 R_N 为筛上积累百分数，%；d_1 为能留在筛上的最小粒径，μm；d 为粒径，μm；$\bar{d}$ 为算术平均径，μm；d_i 为第 i 种粉尘粒子直径，μm；n_i 为粒径为 d_i 的粉尘粒子数；N 为粉尘粒子的总个数；σ 为标准偏差。

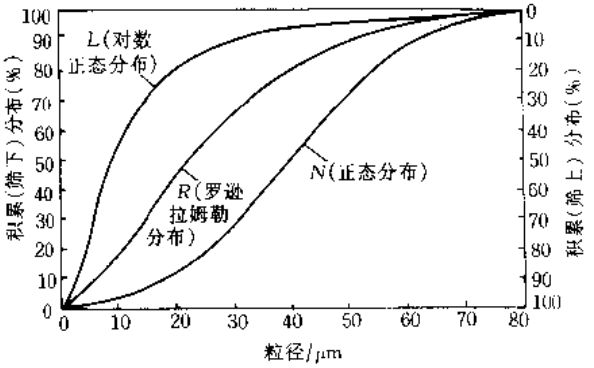


图 1 积累分布的代表形式

正态分布的特点是对称于粒径的算术平均径，此时的算术平均径即为中位径。

对数正态分布 粉尘中细粒子偏多的粉尘粒度分布较符合对数正态分布。分布函数为：

$$f\ (d)\ =\frac{1}{\lg\sigma_g\ \sqrt{2\pi}}\exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\lg d-\lg\bar{d}_g}{\lg\sigma_g}\right)^2\right]$$

筛上积累百分数为：

$$R_L=\frac{100}{\lg\sigma_g\ \sqrt{2\pi}}\int_{d_1}^{\infty}\exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{\lg d-\lg\bar{d}_g}{\lg\sigma_g}\right)^2\right]$$
$$\mathrm{d}\ (\lg d)$$

$$(\bar{d}_g)^N=d_1^{n_1}\cdot d_2^{n_2}\cdot d_3^{n_3}\cdots d_g^{n_g}$$

$$\sigma_g^2=\frac{\Sigma\ (\lg d-\lg\bar{d}_g)^2}{N-1}$$

式中 R_L 为筛上积累百分数，%；d_1 为能留在筛上的最小粒径，μm；d 为粒径，μm；$\bar{d}_g$ 为粉尘粒子直径的几何平均值，μm；σ_g 为几何标准偏差；n_1、n_2、n_3、…、n_g 为粒径为 d_1、d_2、d_3、…、d_g 的粒子个数；N 为粉尘粒子总个数。

罗逊-拉姆勒(Rosin-Rammler)分布 一般破碎或研磨过程产生的粉尘的粒度分布较符合罗逊-拉姆勒分布。

筛上积累百分数为：

$$R_R=100\exp\ [-\lambda d^n]$$

式中 R_R 为筛上积累百分数，%；d 为粒径，μm；λ 为实验常数，是物质破碎程度指标，表征物质被破碎后的细粉尘多少；n 为实验常数，是物质破碎性指标，表征物质被破碎后粉尘粒径范围。

3 种积累分布在相应的概率坐标纸上是一条直线。判断粉尘粒度分布较符合哪一种分布时，最普通方法是先将积累百分数描绘在罗逊-拉姆勒概率坐标纸上，如果各点连线近似成一条直线，可以认为较符合罗逊-拉姆勒分布；否则可根据连线弯曲程度并在相应的正态分布或对数正态分布概率坐标纸上作图，看各点连线是否近似成一条直线，判断它较符合哪一种分布。不同物质被破碎或不同破碎工艺产生的混合粉尘可能在 3 种概率坐标纸上都不成一条直线，则只能用其他特殊函数表示其粒度分布。煤矿生产现场空气中浮游粉尘的粒度分布较符合罗逊-拉姆勒分布。

参考书目

[日] 上滝具贞著，阮少明等译，《粉粒体的空气输送》，电子工业出版社，1982。

中国劳动保护科学技术学会工业防尘专业委员会，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1985。

（史文安）

linjinceng wasi choufang

邻近层瓦斯抽放 (gas drainage from adjacent seams) 抽放开采层采动影响范围内的煤层瓦斯的技术措施。是有效减少邻近层向开采层工作空间涌入的瓦斯量的根本措施。在国内外被广泛采用。据 1988 年统计，在中国煤矿瓦斯抽出量中，邻近层瓦斯抽出量占总抽出量的 42%；德、英、法、波、日、澳等国的邻近层瓦斯抽出量所占比率为 75%～78%。有上邻近层瓦斯抽放和下邻近层瓦斯抽放 2 类。开采层开采后，受采动影响，地层应力即重新分布出现卸压区，处于卸压区内的邻近未采煤层的透气性、瓦斯排放能力即得到提高，此时利用钻孔或巷道就能很容易抽出邻近煤层中的瓦斯。抽放效果主要取决于层间距、岩性及钻孔的布置方式、钻孔直径及间距、抽放负压等参数。钻孔布置方式有多种，取决于开采层与邻近层的相互关系、巷道布置、采煤方法等因素。

抽放原理 煤层群中某一煤层首先开采后。会造成的邻近未开采煤层卸压、透气性增大，此时施以钻孔或巷道即可从卸压的邻近层中抽出瓦斯。瓦斯抽放效果与围岩移动密切相关。在垂直于煤层方向上，邻近层瓦斯涌出随着开采层工作面推进、采空区面积的扩大而呈规律的变化。受采动影响，工作面顶板由下往上依次出现垮落带、断裂带和弯曲带，在底板由上往下依次出现膨胀断裂带和膨胀变形带；沿采煤工作面走向上，对应围岩应力原始应力区、集中应力区、卸压区

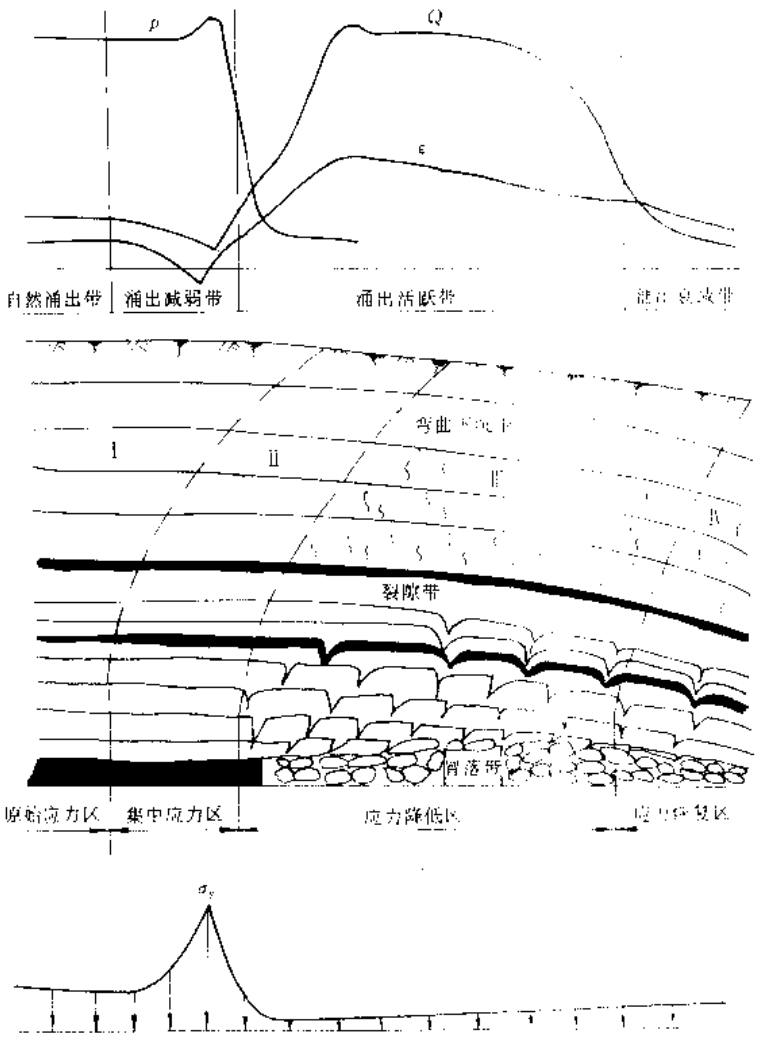


图 1 工作面围岩应力分区与瓦斯涌出分带关系示意图

p—瓦斯压力；ε—岩层变形值；σ_y—铅垂应力；Q 瓦斯涌出量

和应力恢复区依次出现瓦斯自然涌出带、瓦斯涌出减弱带、瓦斯涌出活跃带和瓦斯涌出衰弱带（如图 1 所示）。顶、底板中各带卸压程度不同，抽放效果有较大差异。中国煤矿的邻近层瓦斯抽放效果与围岩分带性的关系见表 1。工作面围岩应力分布区与邻近层瓦斯涌出分带的关系及瓦斯涌出特征见表 2。

抽放方法 有钻孔法和岩石巷道法 2 种。普遍采用钻孔法。

钻孔法 从开采层、围岩或邻近层本身的巷道中布置钻孔，或从地面向邻近层打钻孔抽放邻近层瓦斯的方法。这种方法，尤其是井下打钻孔法施工方便，成本低，适应于不同赋存条件下的邻近层瓦斯抽放。一直是国内外常用的主要方法。

岩石巷道法 在开采层的顶板垮落带以上的断裂带中，沿工作面走向方向布置岩石巷道抽放上邻近层瓦斯的方法。适用于邻近层瓦斯涌出量较大的工作面。中国阳泉、铁法矿区以及德国鲁尔矿区采用此法都取得了很好的效果。但由于施工困难、成本高，还未在多数煤矿推广应用。

抽放参数 抽放参数选取的合适与否，对提高邻近层抽放瓦斯效果关系很大。主要有终孔层位、钻孔直径、钻孔间距和抽放负压等，主要根据邻近层卸压范围确定。

邻近层卸压范围 与开采层厚度、层间距离、层间岩石性质以及岩层倾角有关。上、下邻近层卸压范围按照受开采层采动的影响来确定。中国在缓倾斜煤层条件下，上邻近层瓦斯抽放极限距离不大于 120m、下邻近层不大于 60m；在急倾斜煤层条件下，上、下邻近层卸压范围可取极限距离。部分国家抽放邻近层瓦斯的极限间距见表 3。

终孔层位 终孔层位应位于主要邻近层中，目的在于通过钻孔从解吸瓦斯量较大的主要邻近层中抽出尽可能多的瓦斯；但也可位于垮落带边缘或开采层底板断裂带中，这样钻孔长度小、角度低，工程量少，钻进速度快。通常把钻孔（或岩石巷道）的最终层位定在开采层顶板中 20～30m 处、底板中 10～20m 处。

钻孔直径 对邻近层瓦斯抽放而言，钻孔仅是引导瓦斯流动的通道；孔径的大小对抽放瓦斯的影响主要表现为瓦斯沿钻孔流动阻力的大小。钻孔直径一般不大于 75mm。

钻孔间距 取决于邻近层赋存状况和钻孔的抽放影响范围。钻孔的影响范围大，钻孔间距应大些；钻孔的影响范围小，钻孔间距应小些。在一般情况下，上邻近层抽放钻孔的影响范围较大、下邻近层的较小，近距离邻近层的钻孔影响范围较小、远距离邻近层的钻孔影响范围较大。一般在瓦斯抽放设计中，如无实测数据，钻孔间距可参照表 4 中的数据选取。

抽放负压 负压主要是改变瓦斯流动方向，使邻

表 1 围岩分带性与邻近层瓦斯抽放效果的关系

带名		各带高度	瓦斯抽放效果
顶板	弯曲带	可达地表	抽瓦斯效果差，甚至抽不出瓦斯
	断裂带	8～30 倍采高	为抽放上邻近层瓦斯的最佳带。抽出量大，瓦斯浓度高
	垮落带	0～8 倍采高	瓦斯抽放效果差，抽出瓦斯的浓度低，一般不宜抽瓦斯
底板	断裂带	20～35m	为抽放下邻近层瓦斯的最佳带
	变形带	35～80m	瓦斯抽放效果差，甚至抽不出瓦斯

表 2 围岩应力分区与邻近层瓦斯涌出分带的关系

应力区名	应力特征	瓦斯涌出带名	瓦斯涌出特征
原始应力区	地层原始应力状态，尚未受采动影响	自然涌出带	煤层保持天然透气性，瓦斯仅在其本身压力作用下涌出，量较小
集中应力区	岩层应力除原始静应力外，还有开采的附加应力	涌出减弱带	煤层透气性降低，瓦斯涌出减少、低于自然涌出带
卸压区	岩层受采动影响卸除压力，岩体发生膨胀变形	涌出活跃带	煤层卸压、透气性剧增、瓦斯涌出强度加大，是抽瓦斯的最佳区域
应力恢复区	采空区由于顶板岩石冒落充填压实，岩压逐渐增加	涌出衰减带	瓦斯涌出逐渐减弱，涌出量逐渐降低

近层的卸压瓦斯更多的流入抽放钻孔或抽放巷道中。取决于层间岩体的裂隙网阻力。抽放负压过低，邻近层大量瓦斯会涌入开采层采空区；抽放负压过高，会使采空区中的空气经过层间裂隙网进入抽放钻孔，降低抽

表 3 世界各国抽放邻近层瓦斯的极限间距

国别	上邻近层 /m	下邻近层 /m
苏联	120	60～80
德国	100	68
英国	120	60～100
法国	100	40～80
荷兰	120	50
日本	83	60
波兰	60 倍煤层采高	25 倍煤层采高

表 4 钻孔间距参数表

层间距 /m		有效抽放距离* /m	可抽距离** /m	合理钻孔间距 /m
上邻近层	10	30～50	10～20	16～24
	20	40～60	15～25	20～28
	30	50～70	20～30	27～36
	40	60～80	25～35	32～41
	60	80～100	35～45	42～50
	80	100～120	45～55	50～60
下邻近层	10	25～45	10～15	12～24
	20	35～55	15～20	18～32
	30	45～60	20～25	23～41
	40	70～90	30～35	36～50
	80	110～130	50～60	54～63

* 有效抽放距离是指钻孔在抽放期间内工作面推过钻孔的距离；

** 可抽距离是指邻近层瓦斯钻孔开始抽出瓦斯时到工作面推过钻孔的距离。

放瓦斯浓度。一般情况下，只要抽放瓦斯浓度满足要求，应尽可能增大抽放负压，以提高瓦斯抽放效果。孔口负压一般应保持在 6.7～13.3kPa。

钻孔及岩巷的布置方式 取决于开采层与邻近层的相对位置、煤层倾角、采区巷道布置形式、采煤方法等因素，是决定邻近层瓦斯抽放效果的重要因素。有穿层式和顺层式 2 种基本方式，分层内穿层抽放钻孔、层外穿层抽放钻孔、层外顺层抽放钻孔、顶底板抽放瓦斯岩巷、混合式抽放、地面抽放钻孔 6 种布置方式，如图 2 所示。确定的基本原则是：①钻孔（巷道）终孔位置最好靠近工作面回风侧，以充分利用通风负压对瓦斯流动的影响；②钻孔及封孔段应避开穿越冒落带或过于靠近冒落带，以免受采动影响而破坏钻孔的完整性。

层内穿层抽放钻孔 布置在开采层内的巷道中，有层内回风巷穿层钻孔（图 2*a*）、层内进风巷穿层钻孔（图 2*b*）、层内中间巷穿层钻孔（图 2*c*）以及层内顺槽

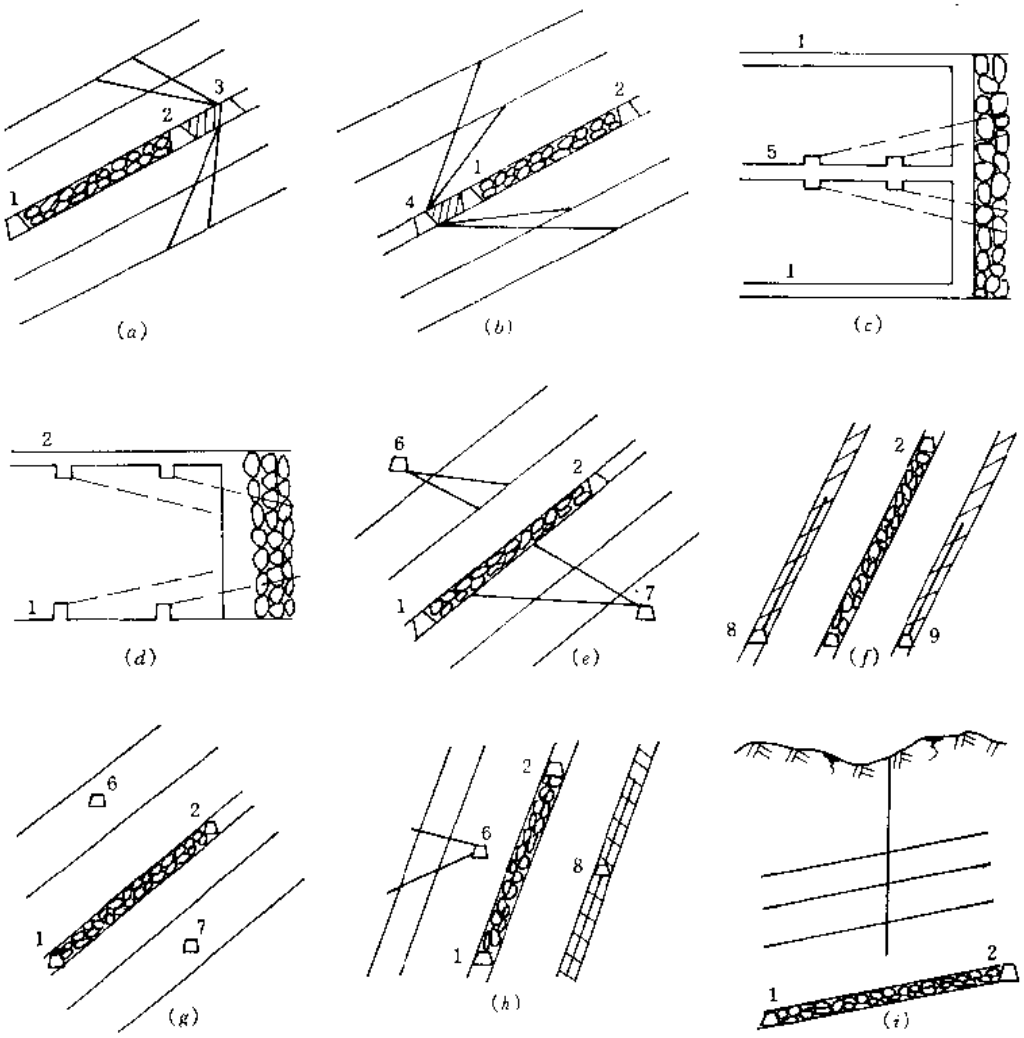


图 2　邻近层瓦斯抽放钻孔（巷道）布置示意图

a、*b*、*c*、*d*—层内穿层抽放钻孔布置图；*e*—层外穿层抽放钻孔布置图；*f*—层外顺层抽放钻孔布置图；*g*—顶、底抽放岩石巷道布置图；*h*—混合抽放钻孔布置图；*i*—地面抽放钻孔布置图

1—进风巷；2—回风巷；3—尾巷；4—运输机巷；5—中间巷；6、7—顶、底板岩巷；8、9—煤巷

无煤柱斜交穿层钻孔（图 2*d*）等布置方式。用于抽放上、下邻近层瓦斯。

层外穿层抽放钻孔　布置在开采层外已有的岩巷中（图 2*e*），用于抽放上、下邻近层瓦斯。

层外顺层抽放钻孔　布置在开采层外上、下邻近层中的煤层巷道中（图 2*f*），用来抽放邻近层本身的瓦斯。

顶底板抽放瓦斯岩巷　布置在开采层顶板、顶板围岩裂隙带中（图 2*g*），专用于抽放邻近层瓦斯。

混合式抽放　层内钻孔、层外钻孔、顺层钻孔及岩巷的组合布置方式（图 2*h*）。

地面抽放瓦斯钻孔　由地面打到开采层工作面顶板裂隙带的垂直钻孔（图 2*i*），用于抽放上邻近层瓦斯。

发展趋势　①提高抽放效果；②研究高产综放工作面、无煤柱开采巷道布置情况下，邻近层抽瓦斯的工艺技术；③完善水平走向长钻孔技术与装备以及地面钻孔抽瓦斯工艺技术。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

煤炭科学研究院抚顺研究所译，《煤矿抽放瓦斯技术译文

集》，煤炭工业出版社，1984。

（哈明洁）

linjinceng wasi yongchu

邻近层瓦斯涌出 （gas emission from adjacent coal seams） 在煤层群开采条件下，受开采层采动影响的煤层向开采层的工作面和采空区涌出瓦斯的现象。有上邻近层瓦斯涌出和下邻近层瓦斯涌出2类。邻近层瓦斯涌出是由于受采动影响邻近层出现卸压、透气性增加，出现大量瓦斯解吸；层间产生贯穿开采层采空区和工作面的裂隙。邻近层瓦斯涌出的变化与煤层开采时围岩中应力变化相对应。在采煤工作面顶、底板中形成的应力集中带、卸压带和应力恢复带对应邻近层瓦斯涌出减小带、瓦斯涌出上升带和瓦斯涌出下降带。在瓦斯涌出上升带，邻近层处于卸压状态，瓦斯涌出随卸压程度加剧而急剧上升达到最大值，随后，围岩充分卸压、岩石移动减弱，瓦斯涌出逐渐减少而形成瓦斯涌出下降带，瓦斯涌出降至某一水平并基本保持稳定。

邻近层瓦斯涌出量的多少受邻近层数量及其瓦斯含量、层间距、层间岩性、开采技术条件等因素的影响。在分析邻近层瓦斯涌出时，方法之一是根据采煤工作面开采过程中瓦斯涌出量的变化来区分，即，开采初期（顶板垮落前）的瓦斯涌出量不大且较平稳，可以认为这是开采层本身涌出的瓦斯，当工作面推进一段距离后，瓦斯就逐渐增加，特别是随着老顶的垮落，瓦斯大量泄出，工作面瓦斯涌出量达最高值时，这时的瓦斯量减去开始阶段涌出的瓦斯量即近似等于邻近层涌出的瓦斯量；在工作面不同位置实测瓦斯浓度或绝对瓦斯涌出量，也可获知邻近层涌出的瓦斯量。国内外也有多种方法计算邻近层瓦斯涌出量。邻近层的瓦斯涌出规律是日常瓦斯管理和进行瓦斯抽放设计的主要依据之一。

影响邻近层瓦斯涌出因素 包括邻近层与开采层的赋存状况、瓦斯含量、开采技术条件等。其中以层间距离的影响最明显。

邻近层数量、厚度和瓦斯含量 在煤层开采技术条件一定的情况下，受采动影响的邻近层数量愈多、煤层厚度和煤的原始瓦斯含量愈大，涌进采煤工作面的瓦斯就愈多。单位面积邻近层可解吸的瓦斯储量按下式计算：

$$a=\sum_{i=1}^{n} m_i\gamma_i\ (w_{oi}-w_{ci})$$

式中 a 为单位面积邻近层可解吸瓦斯储量，m^3/m^2；n 为上、下邻近层数量；m_i 为第 i 邻近层煤厚，m；γ_i 为第 i 邻近层煤的密度，t/m^3；w_{oi} 为第 i 邻近层原始瓦斯含量，m^3/t；w_{ci} 为第 i 邻近层残存瓦斯含量，m^3/t。

层间距离 影响邻近层瓦斯涌出最显著的因素。层间距愈大，邻近层膨胀变形值越小，邻近层卸压排瓦斯的程度越小；层间距越小，邻近层卸压排瓦斯的程度越大。煤层开采时受采动影响的邻近层膨胀变形值与层间距离的关系表现为指数函数形式：

$$\varepsilon_e=\varepsilon_{e0}e^{-bh}$$

式中 ε_e 为距离开采层 h 处的邻近层膨胀变形值；ε_{e0} 为开采层相对膨胀变形值；h 为邻近层与开采层的垂直距离，m；b 为取决于层间岩石力学性质的变形参数。

实际应用中，常以层间距离的大小来确定邻近层瓦斯排放率（实际排放的瓦斯量占煤层瓦斯含量的百分比），如图1所示。

开采高度 在相同的地质条件下，采高的增加将引起围岩卸压范围和卸压程度的加大、层间透气性的增加，邻近层瓦斯涌出量即增加。

层间岩性 层间岩性对围岩中离层裂隙的产生有较大的影响。原苏联 B. B. Ходот 通过试验指出，层间有硬岩层时，邻近层卸压范围与硬岩层厚度成反比。法国与中国部分矿区的研究结果表明，开采层上下硬岩层的存在对邻近层卸压有屏蔽作用。层间岩石愈软、愈碎，受采动影响的邻近层的卸压范围和卸压程度愈大，涌出的瓦斯愈多。

开采面积 开采面积愈大，工作面围岩在破坏时释放的能量愈大，引起的围岩破坏范围和破坏程度也愈大，其结果是邻近层卸压范围加大，邻近层卸压程度加剧，层间贯穿裂隙更加发育，因而邻近层瓦斯涌出量即增加；开采面积减小，邻近层瓦斯涌出量也减少。

推进速度 工作面推进速度较慢时，一方面，围岩受采动卸压的范围和卸压程度较推进速度快时更大更充分，开采层顶、底板变形易达到最大值；另一方面，围岩受力时间长，破坏程度大，层间裂隙发育，因而邻近层的瓦斯涌出就强烈。

涌出量计算 邻近层瓦斯涌出量的计算方法有多种，中国常用相对量法，即开采层每采1t煤，从邻近层中涌出的瓦斯量计算，计算公式为：

$$q=\sum_{i=1}^{n}\frac{m_i}{m_0}\ (w_{oi}-w_{ci})\ K_i$$

式中 q 为邻近层（包括上、下邻近层）瓦斯涌出量，m^3/t；n 为向开采层排放瓦斯的邻近层层数；m_i 为第 i 邻近层煤厚，m；m_0 为开采层采高，m；w_{oi} 为第 i 邻近层原始瓦斯含量，m^3/t；w_{ci} 为第 i 邻近层残存瓦斯含量，m^3/t。残存瓦斯含量值通常由试验测定，如无实测数据，可按表1取值；K_i 为第 i 邻近层瓦斯排放率，按

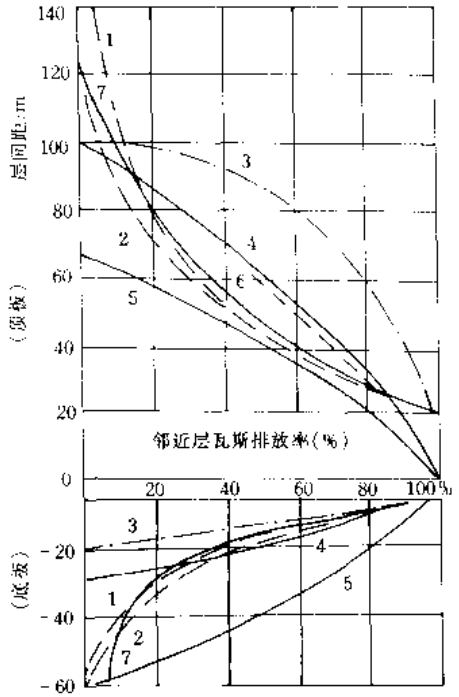


图 1 上、下邻近层瓦斯排放率曲线图

1—文特尔曲线；2—斯托夫肯曲线；3—苏利茨曲线；4—黎金曲线(煤层倾角 30°)；5—黎金曲线（煤层倾角 70°)；6—毕秋克曲线（煤厚 1m)；7—中国煤矿曲线

实测确定。无实测数据时，按下式确定：

$$K_{i上}=\begin{cases}1 & h_i\in(0,\ 19\text{m})\\ 2.57-0.535\ \ln h_i, & h_i\in(19,\ 120\text{m})\end{cases}$$

$$K_{i下}=\begin{cases}1 & h_i\in(0,\ 5\text{m})\\ 1.576-0.402\ \ln h_i, & h_i\in(5,\ 50\text{m})\end{cases}$$

$K_{i上}$、$K_{i下}$为上、下邻近层瓦斯排放率；h_i 为邻近层至开采层的垂直距离，m。

表 1 运至地表时的煤的残存瓦斯含量

煤挥发分含量(%)	6～8	8～12	12～18	18～26	26～35	35～42	42～50
纯煤残存瓦斯含量/(m^3/t)	9～6	6～4	4～3	3～2	2	2	2

世界其他主要产煤国家的邻近层瓦斯涌出量计算方法有德国的 Winter（文特尔）法，荷兰的 Stuffken 法，原苏联的 Лидин 法、英国的 MRDE 法等等，这些方法与中国的邻近层瓦斯涌出量计算方法在原理上是基本一致的，区别只是所采用的邻近层瓦斯排放率公式和曲线不尽相同。图 1 所示为世界主要产煤国家用于计算邻近层瓦斯涌出量的瓦斯排放率曲线。

参考书目

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

A. S. 彼特罗祥著，宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

（哈明法）

lutiankuang huozai fangzhi

露天矿火灾防治 (fire control in open pit)

预防和治理发生在露天矿坑内或露天矿附近地面威胁露天矿安全生产的一切非控制燃烧的作业。露天矿火灾是露天矿主要灾害之一，不仅会烧毁大量煤炭资源和电气设备，毒化坑内空气、引起人员中毒，还会降低坑内可见度、诱发运输事故。分内因火灾（自燃火灾）和外因火灾（外源火灾）2 类。外因火灾可发生在矿坑中任意地点。内因火灾一般发生在煤层裸露的表面、长期堆放的浮煤及旧采场中，并会从煤层表面向煤层深部发展。其供氧条件充分、蔓延速度快、波及范围大，焚烧煤炭资源多、产生有害气体量大，并能早期发现，燃烧生成的有害气体和烟雾没有固定的流动方向。内因火灾的火源点可被准确地找到。

火灾预防 主要作法有：①防止电火、明火和放炮火焰；②合理开发、开采，减少不合理丢煤；③严格防火管理；④完善检测手段及时预报，及时处理；⑤健全防灭火系统和手段，增强防火能力。

治理方法 灭火原则是："因地制宜，就地取材，经济合理，技术可靠"。外因火灾的治理技术同城市消防技术相同。内因火灾的治理方法有直接灭火法、间接灭火法和综合灭火法 3 种。

直接灭火法 适用于近期计划开发、开采的煤层或燃烧深度较小的火区。可结合生产工程，直接用水将炽热的或燃烧的火源熄灭，然后挖除。

间接灭火法 适用于近期未列入开发、开采计划或燃烧深度较深、波及范围大或旧采场火区。有黄（砂）土覆盖、打钻灌浆、注阻化凝胶、注水或裂隙灌浆等措施，目的是冷却火区，隔绝供氧，使火熄灭。

综合灭火法 有直接挖除火源、打钻注水、注阻化凝胶、灌浆、鱼鳞坑注水、深孔爆破、裂隙爆破、洞穴爆破和黄（砂）土覆盖等措施。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

（王 云）

M

mei (yan) yuwasi tuchu

煤(岩)与瓦斯突出 (coal (rock) and gas outburst) 在地应力和瓦斯的共同作用下，破碎的煤、岩和瓦斯由煤体或岩体内突然地向采掘空间抛出的异常动力现象，简称“突出”。煤（岩）与瓦斯突出是煤矿严重灾害之一。突出发生时，常伴有声响和动力效应，能摧毁巷道支护、推倒设备、吹翻矿车、破坏通风设施和使风流反向，突出的煤还能埋人，突出的瓦斯能使人窒息，如参与突出的是可燃气体（甲烷），则还有引起瓦斯燃烧和爆炸的危险。突出的固体物有煤炭、岩石或煤炭和岩石，涌出的气体有 CH_4、CO_2 或 CH_4 和 CO_2。一次突出的煤（岩）由数吨至数百吨，甚至达千吨以上；突出瓦斯量数百立方米至数十万立方米，甚至达百万立方米以上。突出后，在煤体中形成楔形、袋形、梨形、舌形或奇异分岔形的突出孔洞。根据突出的煤岩量多少、突出地点和突出物可对煤（岩）与瓦斯突出进行不同的分类（见煤与瓦斯突出分类）。不同类别的突出，其突出的主要动力不同，表现的特征不同，采取的防治措施也不同。

自 1834 年在法国发生第一次突出以来，迄今已有 20 多个国家的煤矿发生了突出，突出次数达 30000 余次，其中法国、中国、俄罗斯、波兰和日本 5 国突出次数均超过 1000 次。中国 1992 年有突出矿井 210 处，1950～1985 年间累计突出 12089 次，是世界上突出最严重的国家。为防治煤与瓦斯突出，中国制定了《防治煤与瓦斯突出细则》，并在《煤矿安全规程》中作出了规定和提出了具体要求。

认识过程 人们对煤与瓦斯突出的认识和防治是从掌握突出的发生规律入手的，通过深入的研究已逐渐认识了其发生机理，提出了多种学说（假说），并制定出了相应的防治措施。在防治措施方面，由单纯采取安全防护措施、防止突出措施，发展到综合防治措施，使防突效果日趋改善、可靠。鉴于煤（岩）与瓦斯突出这一异常的动力现象非常复杂，人们对其认识尚未统一，尚未能从量的方面描述各影响因素所起的作用，突出预测预报的准确性和防治措施的可靠性都有待于进一步提高。

简况 1834 年 3 月 22 日，法国鲁阿尔煤田伊萨克煤矿急倾斜厚煤层平巷掘进工作面发生了世界上第一次有记载的突出。工作面正在支护的 3 名工人，1 人被煤流埋没死亡、1 人被瓦斯窒息死亡、1 人跑出得救。1879 年 4 月 17 日，比利时阿格拉波煤矿 No. 2 井发生了当时世界煤矿中最猛烈的煤与瓦斯突出，突出煤量 420t、瓦斯 0.5Mm³ 以上，最初瓦斯喷出速度超过 2000m³/min；瓦斯逆风流从提升井冲出地面，被井口附近的火炉引燃，火焰高达 50m；2h 后火焰将熄灭时，连续发生了 7 次瓦斯爆炸，死亡 124 人。这次突出引起了科学技术界对煤矿突出问题的重视。1904 年 11 月 17 日，英属哥伦比亚的莫里西煤矿发生了特大型突出，突出煤量 3500t，瓦斯 0.7Mm³。世界煤矿至今记录到的最大一次煤与瓦斯突出于 1969 年 7 月 13 日发生在苏联顿巴斯加加林煤矿，突出煤量 14200t、瓦斯 0.25Mm³。国外各国煤矿煤与瓦斯突出次数、最大强度见表 1。比利时和荷兰所有的突出矿井已关闭。

中国煤矿有文字记载的第一次煤与瓦斯突出是 1950 年 5 月 2 日发生在辽源矿务局富国矿西二井深 305m 煤巷掘进工作面的突出。当时该掘进工作面位于褶曲带。突出是在工作面装煤时发生的。突出煤量 10t。1958 年 6 月 3 日，四川重庆地区的南桐矿务局直属一井＋150m 水平揭开 No. 4 煤层时，首次发生了强度为 1646t 煤的特大型突出。随着煤矿开采深度的增加，特别是湘（湖南）、川（四川）、赣（江西）和黔（贵州）等省一些地质构造复杂、煤层赋存稳定性差的煤田的开发，突出矿井数和年突出次数急剧增加。1975 年 8 月 8 日，四川重庆地区的天府矿务局三汇坝一矿主平硐放震动炮揭穿 No. 6 煤层时，发生了一次突出煤岩 12780t，瓦斯 1.4Mm³ 的特大型突出，这次突出，是迄今中国强度最大的煤与瓦斯突出。1975 年 6 月 13

日，吉林营城煤矿五井在垂深 439m 掘进全岩平巷放炮时，发生了中国第一次砂岩与二氧化碳突出，突出砂岩 1005t，二氧化碳 11000m³。1950～1985 年间中国的突出矿井数和年突出次数的变化动态见表 2。1993 年中国有突出矿井 210 个，其中国有重点煤矿 132 个，地方国有煤矿 78 个。

一般规律 煤（岩）与瓦斯突出在始突深度、突出预兆及与巷道类别、地质构造和煤结构、作业方式的关系方面呈现一定的规律性。

始突深度 一个矿区、矿井或煤层发生突出的距地表最小的深度。小于始突深度时，不发生突出。始突深度取决于煤层地质条件、煤的变质程度和煤层瓦斯含量。始突深度值在数十至数百米范围变化，表 3 列出了世界各国煤矿的始突深度变化范围。

表 1 国外煤矿煤与瓦斯突出统计

国别	主要突出矿区	统计年限	突出次数/次	最大突出强度/t	参与突出的瓦斯种类
苏联	顿巴斯、沃尔古塔、卡拉甘达、库兹巴斯	1906～1989	5819	14200	CH_4
法国	塞伟芮、多芬芮、北部	1834～1989	7919	5600	CO_2、CH_4、CO_2+CH_4
波兰	下西里西亚	1894～1989	1915	5000	CO_2、CH_4
日本	石狩、金川路、筑丰	1926～1989	1129	3000	CH_4
澳大利亚	新尼斯基、包思斯基	1895～1989	958	1000	CO_2、CO_2、CH_4+CO_2
匈牙利	别契	1894～1989	814	1400	CH_4
加拿大	克罗斯耐斯、纳奈美、布里丹斯卡亚	1900～1989	507	3500	CH_4、CH_4+CO_2
比利时	博里纳什	1847～1989	474	1600	CH_4
捷克斯洛伐克	奥斯特洛夫-卡尔文斯克	1894～1989	488	420	CH_4、CH_4+CO_2
德国	依本贝伦、鲁尔	1903～1989	417	3180	CH_4、CO_2
英国	南威尔士、约克什尔	1913～1989	334	2500	CH_4、CH_4+CO_2
保加利亚	巴尔干、斯利文	1933～1989	264	320	CH_4
美国		1904～1922	160	3000	CH_4
土耳其	宋库尔达克	1961～1989	93	1100	CH_4
罗马尼亚	雷尔奇	1893～1989	36		CH_4
南非		1970～1989	31		
墨西哥	卡古里拉	1969～1989	23		
南斯拉夫	比尔内、苏科	1958～1989	22		CH_4
荷兰	南林贝尔塔	1937～1989	12		CH_4
西班牙	阿斯土里	1925～1989	112		

表 2 中国突出矿井数与年突出次数统计

年份	突出矿井数/个	突出次数/次	年份	突出矿井数/个	突出次数/次	年份	突出矿井数/个	突出次数/次	年份	突出矿井数/个	突出次数/次
1950	1	2	1959	44	163	1968	88	68	1977	176	655
1951	6	18	1960	46	172	1969	96	115	1978	196	915
1952	10	12	1961	48	246	1970	109	227	1979	205	1058
1953	12	38	1962	51	131	1971	115	454	1980	205	1151
1954	17	73	1963	53	105	1972	130	401	1981	205	929
1955	23	56	1964	61	81	1973	137	560	1982	187	498
1956	26	57	1965	63	69	1974	140	439	1983	187	560
1957	30	53	1966	72	225	1975	160	565	1984	187	599
1958	36	163	1967	83	112	1976	170	532	1985	187	587

表 3 世界各国煤矿始突深度变化范围

国 别	始突深度/m	国 别	始突深度/m	国 别	始突深度/m	国 别	始突深度/m
中 国	50～620	澳大利亚	180～200	英 国	180～250	南 非	350～360
俄罗斯	120～280	匈牙利	190～210	保加利亚	130～390	罗马尼亚	450～480
法 国	200～300	德 国	600～650	西班牙	280～310	荷 兰	550～600
波 兰	80～580	加拿大	180～240	土耳其	280～300	墨西哥	250
日 本	170～220	比利时	320～400	南斯拉夫	310～380		

对同一煤田，在始突深度以下，随着开采深度的增加，突出次数和强度皆增大。

与巷道类别的关系 各类巷道皆发生过突出，石门突出在整个突出次数中所占的比重虽较小，但突出强度大。在世界各国强度超过千吨的特大型突出中，石门突出占绝大多数，匈牙利和日本的石门突出次数分别占突出总次数的 51%和 32%。煤巷掘进工作面的突出次数占总突出次数的比重最大。但某些矿区（如中国的阳泉矿区和德国的依本贝伦矿区）的突出绝大多数发生在长壁回采工作面。表 4 给出了一些国家各类巷道突出所占的比重。

与地质构造的关系 突出多发生在地质构造带和煤层赋存条件变化的断层、褶曲、火成岩侵入区和煤层厚度、倾角、走向变化的区段。在封闭向斜轴部、煤层扭转区、煤包、煤层分岔区特别易于发生突出。各国在地质构造带处发生的突出次数所占的比重中国为 70%～80%、原苏联为 80%～90%、法国为 60%、日本为 60%～70%、德国为 75%、波兰为 70%、澳大利亚为 90%以上。

表 4 一些国家各类巷道发生的突出所占的比重表

国 别	统计突出次数/次	突出次数所占比重（%）			国 别	统计突出次数/次	突出次数所占比重（%）		
		石门	煤巷	回采面			石门	煤巷	回采面
中 国	9845	6	78	16	澳大利亚	958	2	87	11
法 国	7919	8	82	10	德 国	417	1	25	74
波 兰	1915	10	84	6	原捷克斯洛伐克	488	5	83	12
日 本	1129	32	58	10	加拿大	507	18	76	6
英 国	334	8	62	30	保加利亚	264	14	71	15
匈牙利	814	51	48	1	比利时	474	3	69	28

与煤结构的关系 突出多发生在煤结构严重破坏的松软煤层和松软煤分层。煤层中结构破坏软分层的出现或软分层厚度突然变大，皆易发生突出。

与作业方式的关系 采掘作业是突出的外部诱导因素，对已发生突出的统计表明，各种采掘作业工序皆发生过突出，且作业对煤体的破坏越剧烈，诱发突出的几率越大。中国对 9480 次突出事例的统计表明，爆破（包括震动性放炮）作业所引起的突出有 5481 次，占 64.6%。国外爆破作业引起的突出所占比重法国为 65%～95%、英国为 80%以上、德国为 65%以上、加拿大为 90%～93%、波兰为 70%。原苏联突出最严重的顿巴斯煤田在 1946～1984 年期间共发生突出 3995 次，爆破作业诱发的突出占 58%。

突出预兆 绝大多数突出发生前，工作面均会出现各种有声和无声预兆（见煤与瓦斯突出预兆）。

发生原因 通过对大量突出事例的分析和试验室、现场的试验研究，提出过许多假说，概括起来主要有瓦斯说、地压说、瓦斯地压综合说和化学说 4 类（见煤与瓦斯突出机理）。

防治技术 从防治突出灾害角度来看，基本任务是防止突出发生和在突出发生时避免突出造成人身伤亡事故。其基本途径是：

（1）部分卸除区域或工作面前方煤层的应力；

（2）部分排除区域或工作面前方煤层中的瓦斯，降低瓦斯压力；

（3）增大工作面附近煤体承载能力和稳定性；

（4）改变采掘工艺，使工作面前方煤体应力和瓦斯压力平缓变化，达到自我保护；

（5）在人员远离工作面条件下，实行震动放炮人为诱导突出；

（6）矿工自救。

世界各国试验应用了开采保护层、煤层瓦斯抽放、煤层注水、超前钻孔、松动爆破、水力冲孔和水力冲刷、金属骨架等防止突出措施，也广泛应用了震动放炮、远距离放炮和隔离式自救器等安全防护措施。

沿革 防治突出技术的发展归结起来有安全防护措施为主的阶段、普遍采取措施的阶段和采取综合措施阶段3个阶段。

安全防护措施为主的阶段 20世纪50年代以前，防突主要采取安全保护措施，即在人员远离工作面的条件下，放炮诱发突出。

普遍采取防突措施阶段 20世纪60～70年代，试验推广应用了多种防突措施，各国"煤矿安全规程"均要求在突出煤层采掘过程普遍采取防突措施，包括安全防护措施。

综合防突措施阶段 该阶段自20世纪70年代中期开始，其主要特征是在执行防突措施前，先预测突出危险性；在执行措施后，对措施的防突效果进行检验，从而使防突措施更加有的放矢和可靠（见防突综合措施）。

参考书目

B. B. 霍朵特著，宋世钊等译，《煤和瓦斯突出》，中国工业出版社，1966。

于不凡著，《煤和瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

А. Т. Айруни, Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений в угольных шахтах, «Наука», 1987.

（王佑安）

mei (yan) yuwasi tuchu fenlei

煤（岩）与瓦斯突出分类 (classification of coal (rock) and gas outburst) 按参与突出的瓦斯种类划分，可分为煤与甲烷（瓦斯）突出、煤与二氧化碳突出以及煤与甲烷和二氧化碳突出。按突出发生的巷道类别划分，可分为石门（包括立井、斜井等其它岩巷）揭煤层突出、平巷突出、上下山突出和回采工作面突出。按突出强度（一次突出的煤岩量）划分，可分为小型（突出煤量小于10t）突出、中型（突出煤量为10～99t）突出、次大型（突出煤量为100～499t）突出、大型（突出煤量为500～999t）突出和特大型（突出煤量大于等于1000t）突出。按突出成因划分，可分为煤的突然倾出伴随强烈瓦斯涌出（简称倾出）、煤的突然压出伴随强烈的瓦斯涌出（简称压出）和煤与瓦斯突出（简称突出）。各类突出有不同的动力特征表现。正确地分类有利于采取不同的预测方法和防治措施。中国绝大多数突出是煤与甲烷突出，辽宁省北票矿区深部、阜新矿务局东梁和王营煤矿发生过岩石与甲烷突出；吉林省营城煤矿发生过特大强度的砂岩和二氧化碳突出，甘肃省窑街矿务局三矿发生过特大强度的煤、岩、二氧化碳和甲烷突出。1950～1981年间的中国各类巷道发生突出的次数和强度见表1。

表1 各类巷道突出统计

巷道类别	突出总次数		突出平均强度/(t/次)	最大突出强度/t	特大型突出	
	次	比重(%)			次	比重(%)
石 门	567	5.76	316.5	12780	50	76.9
平 巷	4652	47.25	50.0	5000	13	20.0
上 山	2455	24.94	49.9	1267	2	3.1
下 山	375	3.81	86.9	369		
回采工作面	1556	15.80	47.8	900		
其 他	240	2.44	31.5	420		
总 计	9845	100	69.9	12780	65	100

倾出 在地应力和煤体自重作用下，突然抛出煤炭和强烈涌出瓦斯的动力现象。通常发生在急倾斜松软煤层。主要特征有：

(1) 倾出煤块大小混杂，无分选性；

(2) 倾出碎煤在突出孔洞下方，按煤的自然安息角堆积；

(3) 倾出后煤体中留有舌形、袋形的孔洞，其轴线沿煤层倾斜方向延伸；

(4) 倾出煤量一般为数吨至数十吨，个别情况可达百吨以上；

(5) 倾出时伴随有大量瓦斯涌出，能使工作面风流瓦斯浓度短期超限，但一般无瓦斯逆流现象；

(6) 倾出的动力效应一般不明显。

压出 在地应力的作用下，突然抛出煤炭和大量瓦斯的动力现象。表现为煤的整体外移和煤有一定距离的抛出2种形式，但位移和抛出距离都较小。压出的主要特征有：

(1) 压出的煤呈块状，无分选现象。压出发生后，在煤层与顶板之间常出现缝隙，整体移动的煤体上有大量裂隙；

(2) 压出后，煤体中无孔洞或出现口大腹小、外宽内窄的楔形、袋形和缝形孔洞；

(3) 压出时伴随有大量瓦斯涌出，能使工作面风流瓦斯浓度短期超限，但一般不出现瓦斯逆流；

(4) 有较明显的动力效应，如支架折断、推移设备

等。压出发生时，常伴随巷道底鼓；

(5) 压出的煤堆积在原来位置的对面或偏向铅垂方向，煤堆积坡度一般小于自然安息角。

突出 在地应力和瓦斯压力作用下，突然大量抛出煤炭和瓦斯的动力现象。其主要特征有：

(1)煤抛出距离可由数米至数百米，煤的堆积角小于煤的自然安息角；

(2)突出的煤有明显的气体搬运特征，堆积煤自下而上、由近及远粒度逐渐变小。在大型和特大型突出发生后，在堆积煤顶部与巷道顶板之间，往往留有排瓦斯通道。突出煤中含有大量煤粉；

(3)突出时有大量瓦斯喷出，突出瓦斯量远大于突出煤的原始瓦斯含量，通常出现瓦斯逆流。特大型突出发生后，瓦斯逆流可达千米以上，可使数千米巷道充满瓦斯；

(4)突出孔洞呈口小腹大的梨形、舌形、倒瓶形以及奇异的分岔形等；

(5)有明显的动力效应，能破坏支架、推倒矿车、搬运巨石、形成冲击气浪、破坏和推移安装在巷道内的设施等。

根据中国1950～1981年期间所发生的9845次突出统计，属突出类型的占50%，属压出和倾出类型的分别占27.5%和22.5%。

参考书目

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

(王佑安)

mei (yan) yuwasi tuchu jili

煤(岩)与瓦斯突出机理 (mechanism of coal (rock) and gas outburst) 煤(岩)与瓦斯突出发生的原因、条件及其发生、发展过程的理论。根据矿井发生突出事例的分析及实验室和现场的观测研究，对突出的发生原因提出过许多假说，这些假说试图对突出现象的本质及各影响因素在突出发生、发展过程中所起的作用进行评述，但还未形成大家一致公认的、统一完整的理论。绝大多数学者认为煤与瓦斯突出是由地应力、煤中的瓦斯和煤结构3个因素决定的。

煤与瓦斯突出并非瞬间完成的，它有一个发生、发展过程。各类巷道发生的强度各异的突出，其发生、发展过程可能不尽相同。地音观测和突出物的堆积情况表明，有些突出不是一次完成的，而有多个循环。根据当前的认识，可把典型的煤与瓦斯突出过程归结为准备、激发(发动)、发展和终止4个阶段。地应力、瓦斯压力和煤的结构性能在各个阶段起着不同的作用。

突出能量储存在固体(煤与围岩)和气体中，固体中的能量为围岩弹性变形潜能和煤中弹性变形潜能，气体的能量为瓦斯膨胀能和瓦斯全面压缩煤骨架产生的潜能。突出过程中除部分能量以热能和震动等形式散失外，大部分能量转化为破碎、粉碎和抛出固体物作功上；这些能量大小均可进行计算。

突出假说 关于煤(岩)与瓦斯突出机理，迄今尚未得到根本解决，大都是根据现场统计资料及实验室研究提出的各种假说。这些假说只能对某些现象给予解释，还不能得出统一的完整的突出理论。归纳起来有瓦斯说、地压说、化学说和瓦斯地压综合说。在这些假说中，由于观察统计和实验研究所得的结果和现象不同，又有不同的描述及论述。

瓦斯说 这类假说认为，引起突出并促使其发展的主要因素是煤中所含的高压瓦斯。有瓦斯包说、粉煤带说、突出波说，闭合孔隙瓦斯释放说，瓦斯膨胀应力说，火山瓦斯说，瓦斯-煤固溶体说几种假说。

瓦斯包说 认为煤层内存在着积聚高压瓦斯的空洞，其压力超过煤层极限强度，当工作面接近这种瓦斯包时，煤壁会发生破坏并抛出煤炭。

粉煤带说 认为地质构造作用把煤破坏成了粉状，当巷道接近这一地带时，粉煤在不大的瓦斯压力作用下与瓦斯一起喷出。

突出波说 认为瓦斯潜能要比煤的弹性变形潜能大10倍，当巷道接近煤强度低的地区时，在瓦斯作用下，可产生连续破碎煤体的突出波。

闭合孔隙瓦斯释放说 认为近工作面地带，由于煤吸收和解吸瓦斯的周期性，其强度降低，而包含在闭合孔隙中的瓦斯在孔隙壁的闭合面与敞开面之间产生很大压力差，当煤体破坏时，便被解吸的瓦斯抛向巷道。

瓦斯膨胀应力说 认为煤层中存在瓦斯含量增高带，因而引起煤体膨胀和煤层应力增高，此处煤层透气性接近于零，当巷道掘到此带时，其应力急剧降低，造成煤的破碎和突出。

火山瓦斯说 认为在火山活动作用下，煤发生了二次热力变质，产生了热力变质瓦斯和岩浆瓦斯并形成了高压瓦斯区，当采掘工作面进入这些地带时即引起突出。

瓦斯-煤固溶体说 认为处于未受采动影响煤的有机物质是一种特殊的瓦斯-煤固溶体，瓦斯-煤固溶体处于介稳状态，在压力和温度变化时发生分解，并以气态涌出。在支撑压力带有可能形成具有增高瓦斯含

量的次生固溶体。煤和瓦斯突出可以看作是瓦斯-煤固溶体的转化，固溶体的分解伴随着形成完整性的破坏和涌出气态产物。

地压说 这类假说，认为发生突出的原因是局部地区地应力的增大。有岩石变形潜能说、应力集中说、剪应力说、振动波动说、应力叠加说。

岩石变形潜能说 认为突出是煤层周围变形的弹性岩石所积聚的潜能引起的，潜能是以往的地质构造运动所造成的。当巷道掘至该处时，弹性岩石便象弹簧一样伸张，从而破坏和粉碎煤体而引起突出。

应力集中说 认为在回采工作面前方的支撑压力带，由于顶板的悬顶和突然沉降引起的附加应力，使煤体在此集中应力作用下产生移动和破坏导致突出。

剪应力说 认为煤在突出前的破碎始于最大应力集中处，且是在剪应力作用下发生的。

振动波动说 认为突出过程的发展是外力震动引起煤体和围岩的振动波动过程的发展，且是岩石的潜能和煤体的破坏维持和发展了这一过程。

应力叠加说 认为突出是由地质构造应力、火山与岩浆活动的热力变形应力、自重应力、采掘压力和放顶动压等叠合引起的，突出煤具有特殊的“分枝性裂隙”的显微结构。

化学说 有瓦斯水化物说、地球化学说、硝基化合物说。

瓦斯水化物说 认为在某些地质构造活动地区，在一定的温度和压力下，有可能生成瓦斯水化物 $CH_4 \cdot 6H_2O$，并以介稳状态存在，它具有很大的潜能，在受到采掘工作影响时，能迅速分解形成高压瓦斯破坏煤体而造成突出。

地球化学说 认为瓦斯突出是煤层中不断进行的地球化学过程——煤层中的氧化还原过程中活性氧化导致瓦斯高速形成、中间产物和煤中有机物质的相互作用使煤分子遭到破坏而引起的。

硝基化合物说 认为突出煤中积蓄有硝基化合物，只要有不大的活化能量就能产生发热反应，当其热量超过分了间活性能时，反应将自发地进行而导致突出。

综合假说 这是国内外多数学者所持的观点，认为煤与瓦斯突出是由地应力、瓦斯和煤的物理力学性质等因素综合作用的结果，但对各种因素在突出中所起的作用，说法不一。有些学者认为地压是主要的、瓦斯是辅助的，而有的则认为瓦斯是主要的。有能量说、应力分布不均匀说、破坏区说。

能量说 认为突出是由煤的变形内能和瓦斯内能引起的，当煤层受力状态发生突然变化时，潜能将释放。一般这种突然变化的原因有巷道从硬煤进入软煤带、爆破时巷道突然向煤体深部推进、石门揭开煤层、顶板突然垮落等。认为突出可划分为在静、动载荷下煤的破碎，在变形潜能和煤中瓦斯压力作用下煤的移动，瓦斯从碎煤中解吸、膨胀，并抛出悬浮于瓦斯流中的碎煤和煤粉 3 个阶段。发生突出的能量条件是：

$$W_t + \lambda \geqslant A$$

式中 W_t 为煤的弹性潜能 kJ；λ 为瓦斯膨胀能，kJ；A 为煤破碎到标志突出特征的粉煤时所需的能量，kJ。

应力分布不均匀说 认为突出是由构造运动及采掘过程（如留煤柱、悬顶）引起的围岩应力不均匀分布而造成的。突出前，在机械作用下，工作面围岩的不稳定平衡状态遭到破坏，围岩发生急剧变形、冲击和伸展，加之随后的瓦斯压力变化，使含瓦斯的煤暴露和破碎；在煤体破坏过程中，暴露面附近的高压力瓦斯不断破坏煤体的薄分层，并以突出波的形式向煤体深部传播，此时瓦斯能量也构成抛出煤的能源之一。

破坏区说 认为突出煤是不均质的，各点强度不同，在高压力作用下，由强度最小的点发生破坏，并在其周围造成应力集中，如邻点的强度小于这个集中应力，就会破坏形成破坏区，此区内的吸附瓦斯在煤破坏时释放的弹性能供给热量的作用下解吸，由于瓦斯能使煤的内摩擦力下降，使其处于易流动状态，因而瓦斯粉煤流喷出便形成突出。

决定突出发生的因素和条件 绝大多数的研究者都认为煤与瓦斯突出由地应力、包含在煤中的瓦斯和煤的结构（包括其力学性质）3 个因素决定，突出过程中，地应力、瓦斯压力是发动与发展煤（岩）与瓦斯突出的动力，煤的结构则是阻碍突出发生的因素，它们存在于一个体系（突出煤层及围岩）之中，有着极为密切的内在联系，既互相依赖，又互相制约。

地应力 地应力场是一个自然应力场，它由自重应力场、构造应力场和温度应力场组成。

自重应力是由上覆岩体的自重造成的。温度应力场属静水压力应力场，随深度增加而增加。在同一深度，温度应力仅为自重应力垂直分量的 1/8。

构造应力场是构造运动在发展过程中形成的应力场。一个地区可能发生多次构造运动，因而其构造应力场往往是新、老应力场叠加在一起的复杂应力场。构造应力场具有很高的水平压应力，并且应力分布不均匀。

中国的突出大都发生在构造应力增高地带，这些应力增高带有：①封闭向斜轴附近；②帚状构造的收敛端；③煤层的扭转区；④煤层走向或倾向变化地带；⑤煤层厚度变化带；⑥煤包及分岔煤；⑦压性、压扭性小断层带；⑧岩浆侵入带。

地应力的作用表现为：①使围岩或煤层产生弹性变形，导致煤体产生突然破坏和位移；②控制瓦斯压力场，高的地应力可导致煤层中瓦斯压力的增大；③决定着煤层透气性。地应力增高，煤层透气性降低，煤体中瓦斯不易排放，将造成瓦斯压力梯度增高，而煤体一旦破坏，透气性增大，又会提高煤体中的瓦斯放散能力。

地应力的缓慢释放不能导致煤体的充分破坏，只有在应力状态突然改变时，围岩或煤体才能释放足够的弹性变形潜能，才会使煤体产生突然破坏而激发突出。

导致应力状态突然变化的原因有：①巷道进入地质破坏区；②石门揭开煤层；③工作面迅速推进（如放炮、打钻等）；④巷道从硬煤进入软煤带；⑤煤层突然加载，如巷道顶板突然下沉；⑥煤层突然卸压，如悬臂梁突然断裂；⑦煤的冒落。

发生煤与瓦斯突出的第一个必要条件是：煤层和围岩具有较高的地应力和瓦斯压力，并且近工作面地带煤层的应力状态发生突然变化。

煤中的瓦斯 以游离状态和吸附状态存在于煤层裂隙和孔隙中的瓦斯，对煤体有3方面的作用：①全面压缩煤的骨架，促使煤体中产生潜能；②吸附在微孔表面的瓦斯分子对微孔起楔子作用，降低煤的强度；③很大的瓦斯压力梯度形成作用于压力降低方向的力。无论游离瓦斯，还是吸附瓦斯，都参与突出的发展。突出发生时，煤体潜能的释放使煤体发生破碎并产生移动，而瓦斯的解吸又使煤的破碎和移动进一步加强；由于瓦斯流不断地把碎煤抛出，使突出空洞壁始终保持一个较大的地应力梯度和瓦斯压力梯度，使煤的破碎不断向深部发展。所以说突出过程的继续发展或停止，在某种程度上决定通道是否畅通。

煤（岩）与瓦斯突出发展的第二个必要条件是：有足够的瓦斯流把碎煤抛出，并且突出孔洞畅通。

煤结构及其力学性质 煤结构和力学性质对煤（岩）与瓦斯突出的发生的影响很大。一般来说，煤愈硬、裂隙愈小，所需的破坏功愈大，要求的瓦斯压力和地应力愈高；反之亦然。在地应力和瓦斯压力一定时，软煤分层易被破坏；且由于软煤分层中存在的大量裂隙的连通性差，煤体的透气性差，易于出现大的瓦斯压力梯度，因而突出往往只沿软煤分层发展。

在成煤过程和历次地质构造运动中造成的煤结构和力学性质沿煤层走向和倾斜方向的不均质性，不但给工作面附近煤体的应力状态突然变化创造了有利条件，并且还影响着突出的发展速度和突出孔洞的形状和尺寸。

突出的发展过程 煤（岩）与瓦斯突出是一个极其复杂的力学过程，其全过程可以由许多单个的力学过程所组成，包括岩石和煤的突然破坏和移动、破坏的扩展、瓦斯的急剧解吸和渗透、煤的抛出、碎煤不断粉化并被瓦斯流携带运动等，总的讲可分成：准备、发动（激发）、发展和停止4个阶段。

准备阶段 始于采掘工作面进入突出危险带之时。突出危险带提供了突出的必要条件——煤层和围岩具有较高的地应力和瓦斯压力。准备阶段，实质上是能量准备释放阶段。在这个阶段会出现多种有声与无声的预兆。若在准备阶段就采取防止突出措施或放慢掘进速度，使增高的地应力得以缓慢松弛，突出到此即告停止，不再进入发动阶段。

发动阶段 这一阶段，在外力作用（爆破、钻进等）下，煤体应力状态发生突然变化，岩石和煤的弹性潜能释放，煤体或岩体中发出破裂声，煤层出现压缩变形，瓦斯压力急剧升高，当释放的弹性潜能以及瓦斯压力足够高时，即可把煤粉碎，激发突出；当释放的能量不足或煤较硬、不足以把煤粉碎到标志突出的粉煤状态时，突出暂时不会发生，此时煤体进入不稳定平衡状态，出现掉碴、支架压力增大、劈裂声及闷雷声等预兆。若在发动阶段停止作业，减少外力作用，可使突出免于发生；相反，如有外力促进，补给部分能量，可转化为煤与瓦斯突出。

发展阶段 在这一阶段，依靠释放的弹性能和瓦斯的膨胀能使煤进一步破碎并由瓦斯流把碎煤抛出。此时煤体发生膨胀变形、瓦斯压力降低。随着碎煤的抛出，若突出空洞壁始终保持着较高的应力梯度和瓦斯压力梯度，煤的破碎过程就得以由发动中心向周围发展。随着煤的破碎和抛出，瓦斯压力降低，瓦斯解吸，而解吸瓦斯的膨胀又促使煤的进一步破碎，如此反复进行，直到煤被粉碎为粉煤并形成粉煤瓦斯流。这种粉煤瓦斯流具有很高的能量，可造成一定的动力效应。

大裂隙及弱面，不但是应力集中的地点，也易造成高瓦斯压力梯度，因此，突出最易沿着裂隙及弱面发展，把裂隙及弱面两侧的煤体破碎并抛出。

由于地应力、瓦斯压力、煤结构和力学性质分布不均匀性，以及孔道阻力的变化，突出的发展速度也是不均匀的，并现出脉动状特征。人为增加通道阻力（如震动放炮时的栅状挡栏），对限制突出强度将是有效的。

停止阶段 在出现下列任一种情况时，突出即停止：①继续放出的能量不足以粉碎煤；②突出孔道堵塞，不能继续在突出空洞壁处形成高的应力梯度和瓦斯压力梯度。

突出过程停止后，碎煤及粉煤沉降，其中的瓦斯继续解吸并涌向巷道；同时，由于煤的喷出，在煤体形成

某种特殊形状的孔洞，孔洞壁上的瓦斯压力梯度虽然不足以把煤抛出，但可使其周围参与突出的煤体的破坏继续下去，加剧了瓦斯放散，这就是突出后一段长时间内有大量瓦斯涌出的原因。突出孔洞周围煤体的不断破坏与变形，将使孔洞被压缩，体积缩小，甚至堆满碎煤，直到孔洞壁建立新的应力平衡。

煤（岩）与瓦斯突出全过程延续时间一般为几十秒，少数长达 2.5min。

突出能源分析 煤(岩)与瓦斯发生突出的能量条件是：

$$W_1+W_2+W_3+W_g \geqslant W_0+A$$

式中 W_1 为围岩的弹性变形潜能，J/m³；W_2 为煤的弹性能，J/m³；W_3 为瓦斯全面压缩煤骨架产生的潜能，J/m³；W_g 为瓦斯膨胀能，J/m³；W_0 为煤破碎到粉煤时所需的能量，J/m³；A 为碎煤抛出时所需的能量，J/m³。

在三维应力状态下，单位体积岩石或煤所具有的潜能为：

$$W_{1,2}=\frac{1}{2}[\sigma_x^2+\sigma_y^2+\sigma_z^2-2\mu\ (\sigma_y\sigma_z+\sigma_z\sigma_x+\sigma_x\sigma_y)]+\frac{(1-\mu)\ 10^4}{E}\ (\tau_{yz}^2+\tau_{zx}^2+\tau_{xy}^2)$$

式中 $W_{1,2}$ 为单位体积岩石或煤所具有的潜能，J/m³；σ_x、σ_y、σ_z 为 x、y、z 轴方向的正应力分量，MPa、MPa、MPa；τ_{yz}、τ_{zx}、τ_{xy} 为剪应力分量，MPa、MPa、MPa；E 为岩石或煤的弹性模量，MPa；μ 为岩石或煤的泊松比。

瓦斯全面压缩煤骨架而产生的弹性能为：

$$W_3=\frac{3\times10^4\ (1-2\mu)}{2E}\ [cp_0\ (1-l^{fx})]^2$$

式中 W_3 为瓦斯全面压缩煤骨架而产生的弹性能，J/m³；c 为作用于骨架上的瓦斯压力；p_0 为煤层原始瓦斯压力，MPa；f 为考虑到巷道影响带内瓦斯压力发生重大变化的区段长度的系数，$f=3/l$；x 为到煤层边缘的距离，m；μ 为岩石或煤的泊松比；E 为岩石或煤弹性模量，MPa、l 为瓦斯压力发生重大变化的区段长度，m。

瓦斯膨胀过程是在巷道大气中进行的，煤体已不再补偿能量，接近于绝热膨胀，根据热力学理论，膨胀能为：

$$W_g=\frac{10^4 pV_1}{k-1}\left[\left(\frac{p_c}{p}\right)^{\frac{k-1}{k}}-1\right]$$

式中 W_g 为瓦斯在绝热条件下的膨胀能，J/m³；p 为煤抛出后的瓦斯压力，一般按 0.1MPa 计算；p_0 为煤层原始瓦斯压力，MPa；V_1 为参与突出的瓦斯体积（在 p 状态下的体积），m³；k 为绝热指数，对甲烷 $k=1.31$。

煤的破碎能 W_0 取决于将煤破碎到细尘时的最大功、煤粉碎时颗粒的最小尺寸(煤强度)及其应力状态。根据苏联学者 B. B. Ходот 的研究，对于突出危险煤层，典型煤的破坏功与煤强度和应力状态间有表 1 的关系。

对于严重突出危险煤层的煤样，最小破坏功为 49J/t。

表 1 煤破碎所需能量 W_0

（最小粒径 $r_{min}=10.6\mu m$）

粉碎到细尘时的最大功 /（kJ/t）	破碎煤尘折算半径 r_0 /cm	系数 n /MPa	应力 $\sigma_{平均}$ /MPa	破坏功 /（kJ/t）
24520	2.0	0.0005	2.5	15.1
24520	1.0	0.0005	5.0	34.3
29420	0.5	0.001	7.5	136.3
29420	0.1	0.001	10.0	872.8
34320	0.05	0.0015	15.0	8698.5
34320	0.01	0.0015	20.0	75217.0

碎煤抛出时所需能量用下式计算：

$$A=\frac{\rho v^2}{2}V$$

式中 A 为碎煤抛出时所需能量，t·m²/s²；ρ 为碎煤的密度，t/m³；v 为碎煤抛出的速度，m/s；V 为碎煤的原始体积，m³。

参考书目

于不凡编著，《煤与瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

B. B. ходот，宋世钊等译，《煤和瓦斯突出》，中国工业出版社，1966。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

（于不凡）

meiceng touqixing

煤层透气性 (gas permeability of coal seams) 在一定条件下，衡量瓦斯在煤层中流动难易程度的指标，是进行煤层中瓦斯流动规律考察、瓦斯抽放的可能性分析和防止煤与瓦斯突出措施的有效性考察的基础，可通过实际测定测出。煤层透气性好，煤层对瓦斯流动的阻力小，瓦斯流动就容易。中国对某些矿区煤层的透气性进行了实测。常用透气性系数表示煤层透气性；透气性系数大，表明煤层透气性好。煤层的透气性取决于：①煤体本身的孔隙；②煤层层理、节理及裂隙；③开采过程中形成的采动裂隙，以节理和裂隙为主。

煤层透气性系数 衡量煤层透气性大小的指标。

物理意义是在 $1m^3$ 煤体的两侧，压力平方差为 $1MPa^2$ 时，通过 1m 长度的煤体、在 $1m^2$ 煤面上每天流出的瓦斯量（标准大气压力，温度为煤层温度）。煤层透气性系数是一个综合平均值的概念，它代表某一区域范围内煤层瓦斯流动的难易程度。对于一个煤层，在不大的范围内如无特殊的地质构造变化，煤层的透气性系数是相近的。受地质构造、水文条件、采动应力及煤本身的性质的影响，煤层透气性系数在不同地点相差较大。受采动影响，煤层中的裂隙会扩大或闭合，透气系数即会发生很大的改变；在集中应力带可降低一半或更多，而在卸压带由于煤体的膨胀、裂隙增大，可增加几十倍到几十万倍。

煤层透气性测定方法 有传统测定法和单孔流量测定法 2 种。

传统测定法 在实验室中用仪器对在煤层中采集的煤芯的渗透率进行测定的方法。由于一小块煤芯的渗透性不能代表煤层透气性，且实验室中难于模拟真实煤层所受到的地应力和瓦斯含量，而地应力和瓦斯含量与煤层透气性又有着密切的联系，因而这种方法不适用于确定煤层的透气性系数。

单孔流量测定法 测定煤层透气系数的方法。为中国首创，效果比较好。其做法是在岩石巷道中向煤层打钻孔，钻孔应尽量垂直贯穿整个煤层，然后封孔测出煤层真实的瓦斯压力，待压力稳定后，打开测压孔排放瓦斯，记录排瓦斯的流量和时间，根据流量值和时间值计算出煤层透气系数。

影响钻孔瓦斯流量的参数有排瓦斯前的煤层瓦斯压力、排瓦斯时的钻孔瓦斯压力、煤层透气系数、煤层瓦斯含量系数、钻孔半径、煤层厚度、排瓦斯的时间 7 个参数。在这些参数中只有透气系数是未知数，故可根据某一时间下的瓦斯流量，按表 1 中所列的公式，计算出煤层透气系数值。

由于时间准数 F_t 中含有未知数 λ 值，一般可先选用 $F_0=10^2\sim10^3$ 式试算，将求出的 λ 值代入 F_0 式，求得正确的 F_0 值，再按此 F_0 值选用公式求算 λ 值。这种测定计算方法求得的透气系数 λ 值是煤层真实的透气系数。为使测得的 λ 值有代表性，减少钻孔内积水和钻孔卸压圈的影响，测定时间 t 应大一些，可在 2d 后进行。测得的透气系数是流动场内的平均值。

中国煤矿煤层透气性系数值 不同矿区，不同煤层的透气系数相差很大。中国通过实测，测出了部分矿区的原始煤层透气系数（表 2）。

表 1 煤层透气系数的计算公式

$$F_0=\frac{4\lambda t p_0^{1.5}}{ar_1^2},\quad A=\frac{qr_1}{p_0^2-p_1^2},\quad B=\frac{4tp_0^{1.5}}{ar_1^2}$$

$F_0=10^{-2}\sim1$	$\lambda=A^{1.61}B^{1/1.64}$
$F_0=1\sim10$	$\lambda=A^{1.39}B^{1/2.56}$
$F_0=10\sim10^2$	$\lambda=1.1A^{1.25}B^{1/4}$
$F_0=10^2\sim10^3$	$\lambda=1.83A^{1.14}B^{1/7.3}$
$F_0=10^3\sim10^5$	$\lambda=2.1A^{1.11}B^{1/9}$
$F_0=10^5\sim10^7$	$\lambda=3.14A^{1.37}B^{1/14.4}$

注：p_0 为煤层原始瓦斯压力，MPa；p_1 为排瓦斯时钻孔内瓦斯压力，MPa；λ 为煤层透气系数，$m^2/(MPa^2\cdot d)$；r_1 为钻孔半径，m；a 为煤层瓦斯含量系数，$m^3/(m^3\cdot MPa^{\frac{1}{2}})$。$a=X/\sqrt{p}$；$X$ 为煤层瓦斯含量，m^3/m^3；p 为确定煤层瓦斯含量时的瓦斯压力，MPa；q 为比流量（钻孔煤壁单位面积的瓦斯流量），$m^3/(m^2\cdot d)$；t 为测定瓦斯流量 q 时的排瓦斯时间，d；F_0 为时间准数。

表 2 中国部分矿区煤层透气系数实测值

矿 井	煤 层	透气系数 /（$m^2/(MPa^2\cdot d)$）
抚顺龙凤矿	本层	15000×10^{-2}
天府磨心坡井	K_2	4×10^{-2}
北票三宝一井	$9B$	3.9×10^{-2}
湖南坦家冲井	6	94.7×10^{-2}
湖南立新矿	4	110×10^{-2}
萍乡青山矿	大槽	0.1×10^{-2}
广东梅田三矿	12	79.7×10^{-2}
四川中梁山矿	K_1	25.5×10^{-2}

注：$1m^2/(MPa^2\cdot d)$ 相当于 0.025mD（毫达西）。

参考书目

中国矿业学院瓦斯组编著，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

于不凡著，《煤和瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

（周世宁）

meiceng wasi

煤层瓦斯 (gas of coal seam) 含煤岩系中有机质在成煤过程中所生成的以甲烷为主、以吸附和游离状态赋存于煤层及其围岩中的天然气。由甲烷等数十种组分组成。成煤过程中能生成大量的天然气，但在漫长的地质年代中，在压力和浓度差的驱动下，其中大部分脱离煤层而排到古大气中；只有当运移途中遇到良好的圈闭和贮存条件时，才会积聚起来形成天然气藏。煤层瓦斯仅是生成的天然气量的一小部分（占 3%～24%）。煤层中的瓦斯向地表运移和地面空气向

煤层深部渗透、扩散的结果，使得沿煤层的垂向一般出现4个分带，即“二氧化碳—氮气”、“氮气”、“氮气—甲烷”和“甲烷”带。在近代开采深度内，甲烷带内煤层的甲烷含量和涌出量随深度的增加而有规律地增大。在采掘工作的影响下，煤岩体的完整性受到破坏，游离瓦斯即涌向采掘空间，一部分吸附瓦斯将转化为游离瓦斯而形成新的动态平衡。瓦斯的涌出形式有正常涌出和异常涌出2种。正常涌出占矿井涌出总量的绝大部分或全部，它是矿井日常瓦斯管理的主要对象，也是引起瓦斯燃烧、爆炸、窒息等事故的主体，对矿井设计、建设、开采都有重大影响。瓦斯的异常涌出能摧毁井巷设施、破坏通风系统，造成人员窒息和埋没人员、甚至引起火灾和瓦斯爆炸，是煤矿中严重的自然灾害之一。煤层瓦斯不仅是煤矿中发生事故的主体之一，还是宝贵的能源，每 $1m^3$ 甲烷的燃烧热为37022.26kJ，约相当于1～1.5kg 烟煤，既可作燃料，又是制造甲醛、炭黑的化工原料。

煤层瓦斯组分 煤层瓦斯分为有机组分和无机组分，有数十种，常见组分是甲烷、二氧化碳、重烃气、氮、氢、一氧化碳、硫化氢及稀有气体等。

甲烷 CH_4 为成煤过程生成、储存于煤（岩）层中瓦斯的主要成分。随煤化程度的加深，甲烷生成量和储存量渐趋增加，无烟煤阶段达到最高，超无烟煤和石墨阶段急剧降低。

当今含煤盆地自然条件下，煤层中储存的瓦斯量及成分与该盆地的瓦斯封闭地质条件和后期的地质构造运动有关，煤层瓦斯向外运移的程度不同，现存的煤层瓦斯含量和组分亦不相同，甲烷含量变化在0～$50m^3/t$，组分变化在0～98%；煤层露头附近甲烷组分为0～80%，深部煤层甲烷组分为80%～98%，并随深度增大而增加。

二氧化碳 CO_2 泥煤阶段会生成大量二氧化碳和甲烷；褐煤阶段以后的整个煤化过程即生成大量甲烷和少量二氧化碳；无烟煤阶段二氧化碳生成量偏高。所以，一般煤层中二氧化碳含量不超过 $4m^3/t$，二氧化碳组分一般不大于甲烷组分的十分之一。煤层中含高二氧化碳组分的原因是：①火山活动的溶岩气体上升或火成岩的热力作用分解碳酸盐地层或矿物产生的二氧化碳侵入煤系地层；②煤层露头附近的瓦斯风化带和煤层氧化带的表生作用和生物化学作用，原苏联学者的测定表明，此处的 CO_2 一般最高可达40%。

重烃 C_nH_m 为成煤物质热分解和热演变的产物，存在于许多低变质含煤盆地中。世界各国的实测结果表明，重烃包含有乙烷、正构异构的丙烷、丁烷、戊烷及痕量的己烷、庚烷、辛烷，不仅有链烃、环烷烃，还有芳烃（苯和甲苯），约20余种。整个变质序列中，生成重烃和生成石油的界限相同，略有滞后，即重烃生成量在煤阶为气煤至肥煤阶段渐趋增加，焦煤至瘦煤阶段渐趋减少，肥焦煤阶段呈现生成高峰，无烟煤阶一般不生成。石油地质学将生成烃类气体自气煤至瘦煤这一段煤阶范围称之为生烃门限（窗口）。

煤层中重烃分布极不均，这是因为生成烃类物质不仅与煤的变质序列有关，还与煤的沉积环境和成煤母质性质有关。腐泥煤具有丰富的藻类、脂类物质，生烃能力很高；腐植煤中的壳质组和镜质组生烃能力较高，丝质体最差。实测的中国煤层中的重烷组分一般小于7%，个别矿区重烃高达15%～35%。

煤对重烃的吸附性很强，并随气体的沸点增大而增加，所以开采时煤层涌出的瓦斯、钻孔穿越煤层抽出的瓦斯，一般只能测到戊烷以前的重烃气。测煤层总烃量时，需要采集新鲜煤样，并放入密封的球磨罐中进行粉碎和真空脱气，据实验，粉碎后脱出的总烃量是粉碎前的1～5倍。

氮气 N_2 煤层中氮气绝对含量不高，成煤过程中生成的很少，主要为含氮化合物分解产物。煤层中所含氮气基本上是大气成因，其特征是氢氮比等于或接近大气，并随深度的增加，含氮组分渐趋减少。

煤层瓦斯风化带中，在地下水的表生作用和生物化学作用下，氧被消耗，含氮量可高达80%，个别区高氮与火山地热带水气交换活跃有关。

氢 H_2 原苏联学者分析发现，许多含煤盆地的煤层瓦斯组分含氢，其组分为0.001%～3.1%，围岩中可高达11.9%，但分布没有任何规律性，有时不经常出现。煤层中含氢原因不清楚，它可能与成煤过程煤的变质作用有关，也可能是生物化学作用或地球深部气体运移或火山热力作用分解水而生成，但至今尚未定论。

一氧化碳 CO 煤层中很少见到一氧化碳，苏联的叶戈尔申煤田煤层的吸附气中发现过，一氧化碳组分为0.044%；中国山东新汶煤矿的煤层中也含有一氧化碳，成因不清。煤层中一氧化碳绝大部分均是由于煤的自燃氧化生成。

硫化氢 H_2S 为硫酸盐水同甲烷相互作用（脱硫）而生成。多与地下水活动有关，赋存于岩层之中，煤层中含量很少。煤层中出现的硫化氢大都与地下水具有连通性，或者早期地下水活动而存留于煤体之中。中国新疆西山、河南鹤壁和内蒙古乌达等矿区煤层中含有硫化氢，常影响正常生产。

稀有气体（He、Rn、Ar、Ne、Kr、Xe） 煤层中含有的少量和痕量稀有气体中除放射性氡和蜕变产物

氧以外，其他气体与氮的比例与大气中相同，证明它们来源于大气。前苏联学者测定顿巴斯煤样表明，煤层吸附气中氮的平均组分不超过0.05%，天然气中氮组分较高，可达0.05%～0.28%。氧的含量与氮的含量之比大致为0.9%～2.6%间。

成煤过程中气体生成量 成煤过程是有机物质地球化学演变的自然过程。在热解演变的变质阶段，形成自长焰煤、气煤、肥煤、焦煤、瘦煤、贫煤至无烟煤不同变质序列煤种。热解演变作用的主要影响因素是压力、温度、时间及成煤母质，热演变作用的实质是脱水、脱羧、脱甲氧基，裂解和缩聚反应，使煤的分子结构发生改变。其一方面表现为分子外围官能团减少，烷烃侧链、硫氮杂环、桥键脱落，生成水、二氧化碳、甲烷、烃类气体、少量液烃和沥青；另一方面使煤分子结构缩合、芳香碳原子增大、排列整齐，使碳元素增加、氢氧元素减少或者煤固定碳组分增加、可挥发物质减少。常用煤气发生率(由泥炭演变到某煤种每吨生成的气体总量)表示成煤过程中的气体生成量。在煤层瓦斯组分中主要成分是甲烷，甲烷在成煤过程中的生成量可通过人工模拟热分解实验等方法进行估算；也可通过详细研究成煤母质的有机族组分及其化学结构组成，研究成煤过程地球化学、热解反应和化学反应式及现代泥煤、褐煤和各种煤的化学组成、化学结构式和分子式，按照物质平衡的方法估算出成煤过程的甲烷生成量。

国内外进行的人工模拟实验测定的煤气发生率见表1。

表1 不同煤样人工模拟实验的煤气发生率 单位：m^3/t

褐 煤	长焰煤	气 煤	肥 煤	焦 煤	瘦 煤	贫 煤	无烟煤	资料来源
68	168	212	230	270	287	330	>400	科兹洛夫，1961年（CH_4产率）
	24	48	75	135	198	246	275	张惠之等，1984年（云南褐煤总产气率）
5.3	25	56	113	170	244	324	553	冯福固等，1985年
53	67	85	109	145	171	198	291	李德渊等，1985年
	4～31	7～58	26～108	48～176	86～230	114～321	168～390	戴金星等，1985年
								李明潮等，1987年
	0.65	25	78	115	146	217	245	云南宜良褐煤
	1.3	23	102	170	246	419	489	山东黄县褐煤
	7.8	13	64	75	99	173	446	大雁褐煤

计算方法有全煤煤气发生率法、挥发分计算煤气发生率法、显微组分煤气发生率法、TTI法等，其计算结果大致相近（表2）。

表2 4种方法计算的生气量结果比较表

单位：$\times 10^8 m^3$

地 区	全煤煤气发生率法	显微组分煤气发生率法	挥发分计算煤气发生率法	TTI法
阜新煤田	4973	4753	4698	5326
开滦煤田	32808	31775	32890	29098
沁水煤田	1942716	1587112	1504578	1698073
准噶尔煤田	574133	545938	553065	629775

煤中瓦斯赋存状态 通常认为，瓦斯呈2种状态赋存于煤层中：一为吸附状态，即气体分子浓集于煤的微孔表面或煤分子结构空间中；二为游离状态，即气体分子自由运动地存在于煤的大孔隙中，服从于气体状态方程。但也有的学者认为煤层中还存有一种甲烷水化物，它是在特定条件下形成的冰状固体甲烷，不是化合物，而是络合物，没有固定的化学式。甲烷与水分子的比例为1∶6，$1m^3$甲烷水化物可含$170m^3$甲烷。甲烷水化物的形成条件是低温、高压及甲烷达到饱和浓度，所以只形成于地表温度低的地区。加拿大北极群岛阿拉斯加北斜坡地区及西伯利亚，业已发现了几十亿立方米甲烷水化物。在一定温度和压力条件下，吸附瓦斯和游离瓦斯间处于动平衡，条件变化，平衡随之变化。游离瓦斯约占总量5%～12%，其余为吸附瓦斯。

煤中重烃组分由于百分浓度低，分压较小，在现开采深度和瓦斯压力下，似以气态存在，当丙烷以上重烃

表 3 煤层中瓦斯常见组分物理化学性质表

	甲烷 CH_4	二氧化碳 CO_2	氮 N_2	氧 O_2	乙烷 C_2H_6	丙烷 C_3H_8	丁烷 C_4H_{10}	硫化氢 H_2S	氢 H_2	氩 Ar	氦 He	一氧化碳 CO	二氧化硫 SO_2
分子量	16.042	44.01	28.02	31.99	30.07	44.09	58.124	34.076	2.016	39.91	4.003	28.10	64.06
相对密度	0.554	1.53	0.9672	1.1048	1.038	1.522	2.0068	1.1765	0.0696	1.38	0.138	0.967	2.212
密度(1atm、288K,kg/m³)	0.6773	1.98	1.1822	1.3507	1.269	1.862	2.453	1.438	0.8512	1.688	0.429	1.1822	2.704
沸点(1atm)/K	111.51	194.5	77.22	90	184.4	239.96	272.5	212.7	20.22	87.13	4.3	81.0	263
临界压力/atm	45.44	72.88	33.5	50.14	48.16	41.94	37.47	88.87	12.79	12.8	2.25	34.5	77.91
临界温度/K	190.43	305.27	126.11	154.6	305.27	369.67	425.03	373.4	33.1	150.65	5.1	133	430.5
爆炸下限(%)	5				3.12	2.17	1.55	4.3	4			12.5	
爆炸上限(%)	15				12.5	9.35		45.5	74.2			75	
热值最低/(×4.18kJ/m³)	8090				14397	20612	26790	5232	2438				
热值最高/(×4.18kJ/m³)	8985				15741	22413	29030	5668	2883			2856	
色味、臭	无	无、酸味	无	无	无、有臭	无、有臭	无、有臭	无、甜、鸡蛋臭	无	无	无	无	刺激臭，酸味
溶解水	难	易			难	难	难	易	难	微	微	微	易
毒 性	无	无	无	无	无	无	无	强毒	无	无	无	极毒	强毒
可燃性	可燃	不	不	助燃	可燃	可燃	可燃	可燃	可燃	无	不	可燃	

组分浓度增加，达到足够分压时，将以液态存在于煤孔隙。

煤层瓦斯的物理化学性质 煤层中常见气体组分的物理化学性质见表 3。

参考书目

戴金星等编著，《天然气地质学概论》，石油工业出版社，1989。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业大学出版社，1986。

（杨思敬）

meiceng wasi hanliang

煤层瓦斯含量 （mathane content of coal seams） 在自然条件下，单位质量或体积的煤体中所含的瓦斯量。各煤层瓦斯含量不尽相同，煤层瓦斯含量是煤矿开采及安全生产中必不可少的一项基本参数，用于矿井（采区、工作面）瓦斯涌出量预测、确定瓦斯矿井等级、通风设计、产量配产、瓦斯贮量计算、瓦斯抽放和利用评估以及煤与瓦斯突出危险性鉴定等。煤层瓦斯含量有原始瓦斯含量和残存瓦斯含量之分。煤层瓦斯含量决定于成煤过程中生成的瓦斯量和煤层保存瓦斯的条件。测定煤层瓦斯含量的方法有直接测定法和间接测定法。直接测定法多用于地质勘探部门，间接测定法主要用于生产矿井。

残存瓦斯含量与原始瓦斯含量 煤层瓦斯含量以纯甲烷组分（含重烃）来计算。煤层未经采动影响而保存于单位煤体中的瓦斯量称原始瓦斯含量。当煤体受采动影响或暴露于大气，煤中瓦斯发生不同程度逸散后剩余的瓦斯量，称为残存瓦斯含量。残存瓦斯含量有时特指煤炭运至地面后其中残留的瓦斯量；经测定，其数值近似常压下煤的吸附瓦斯量和游离瓦斯量之和，见表 1。

影响因素 除瓦斯生成量（见煤层瓦斯）外，主要有煤生成后瓦斯运移条件和煤保存瓦斯的能力，包括围岩性质、煤层赋存条件、地质构造及地下水等因素。

围岩性质 围岩为粗砂岩、砂岩等孔隙率大、渗透性好的岩层时，煤层中瓦斯易于逸散，煤层瓦斯含量小，围岩为页岩、泥岩、石灰岩等致密性岩层时，由于透气性差，不利于瓦斯运移，瓦斯能得以保存，煤层瓦斯含量高。

煤层赋存条件 瓦斯运移速度和逸散速度不仅与煤层节理、劈理和层理的发育程度有关，而且与煤层埋藏深度、岩层应力、煤层倾角、煤层有无露头有关。一般节理发育、渗透性好的煤层，瓦斯运移速度快、逸散充分，瓦斯含量低；煤层露头附近，瓦斯直接逸出进入大气，逸散充分，瓦斯含量低；随煤层埋藏深度增加，瓦斯运移距离加长，煤层瓦斯含量渐趋增大；由于瓦斯沿煤层层面的流动比沿垂直层面方向的流动容易，故

表1 残存瓦斯含量值范围

挥发分（%）	6～8	8～12	12～18	18～26	26～35	35～42	42～50
残余瓦斯含量/（m^3/（tC））	9～6	6～4	4～3	3～2	2	2	2

注：表中tC为每吨可燃物。

在相同条件下，煤层倾角越小，瓦斯含量越大；煤层的变质程度愈高，生成的瓦斯量越多，在近似的地质条件和瓦斯逸散程度下，煤的变质程度高，煤层的瓦斯含量相应要高。

地质构造 地质构造是最重要的影响因素之一。同一矿区（井）不同地点瓦斯含量的差异，往往是地质构造影响的结果。地质构造附近，煤层遭到破坏，裂隙、孔隙发达，游离瓦斯含量增加，瓦斯运移速度加快，若地质构造为封闭型，围岩又致密难透气，就能形成良好的贮存瓦斯条件，煤层瓦斯含量就大；若地质构造为开放型、围岩的透气性良好，煤层中瓦斯就很容易逸散，煤层瓦斯含量就小。褶曲轴部的张性裂缝、张性断层（一般为正断层，属开放性断裂），受张力作用，裂缝畅通，瓦斯运动速度快，所以，许多煤矿张性断层附近的煤层的瓦斯含量偏小；压扭性断层（一般为逆断层，属封闭型断层）和褶曲轴部的压性裂缝，受水平应力影响，裂缝宽度大大减少，裂缝中的充填物处于压缩状态，瓦斯运移阻力大，不易逸散，该处煤层的瓦斯含量与正常煤层的瓦斯含量一致。

地下水 直接与煤层接触的活动性地下水是瓦斯运移的重要途径。瓦斯可溶解于地下水或呈水气交融形式由活动性地下水携带出去，使煤层瓦斯含量急剧降低。中国湖南白沙局里王庙矿四井，煤层与红层砂岩接壤，地下水将瓦斯运移出煤层而携带入石灰岩溶隙、溶洞或风化壳中，该井煤层瓦斯含量远小于邻近矿井。不与煤层直接接触的活动地下水，能携带岩层的瓦斯，对煤层瓦斯含量影响较小。

静止的地下水一般是封存瓦斯的因素，由于煤层与岩层间或多或少均有小孔隙贯通，即使是致密性岩性也还存着某种连通性，如无地下水封存，煤层瓦斯与地表大气层相通，经过漫长的地质年代，煤层瓦斯难于保存。正因为地下水的封存，才使煤层瓦斯的运移得到平衡，所以，一般高瓦斯矿井实测的瓦斯压力均小于该处的静水压力，仅个别煤层，瓦斯封存较好，瓦斯压力略大于静水压力。

测定方法 有直接测定法和间接测定法2类。

直接测定法 分为真空罐法、密闭式煤心采取器法、集气式煤心采取器法和解吸法4种。

真空罐法 为最早的测定方法，它是根据从快速装入真空罐中的地质勘探钻孔煤心中抽出的全部瓦斯量和煤心质量来计算煤层瓦斯含量的。由于煤心在装罐前，暴露于大气，瓦斯部分逸出，所得的瓦斯含量为残余瓦斯含量，不是原始瓦斯含量，故这种方法现已不用。

密闭式煤心采取器法 密闭式煤心采取器是专门为采取煤心瓦斯而设计的钻具，为双取心管结构。在煤层钻进时，当煤心充满取心管后，由地面操作，使内心管上提，放下封垫，然后下降内心管，使内心管口部密封，保存煤心中全部气体。根据抽出的煤心中气体的成分、数量及煤心的质量即可计算出煤层瓦斯含量。由于煤心中瓦斯压力高，密封不严，瓦斯仍有损失，且由于采取器结构复杂，实测成功率不高，这种方法很多国家现已不采用。美国正在对密闭采取器的结构作改进研制。

集气式煤心采取器法 采取器结构与密封式煤心采取器基本相同，仅增加一套集气机构，即通过地面操作将取心管口密封的同时，打开真空气室，使煤心中的瓦斯泄入气室，缓解煤心中的瓦斯压力，防止瓦斯向外泄漏，保存住煤心中的全部瓦斯量。经脱气实测，即可计算出实际的瓦斯含量。此方法为原苏联广泛采用，中国20世纪60年代也大量推广。由于采取器结构复杂，操作要求高，机构加工精细，成功率约为50%，因而该方法尚需改进。

解吸法 为在真空罐法基础上改进和发展的方法。根据依据煤心暴露后瓦斯解吸速度变化的规律推算出的煤心提钻时开始解吸瓦斯到装入罐前一段时间的瓦斯损失量和罐中煤心自然解吸量及真空脱气量来计算煤层瓦斯含量。这种方法不需要专门的煤心采取器，采用普通取心器采样，不仅避免了地面控制井底取心密封操作的困难，而且操作十分方便、不影响正常钻进，所以，该法在世界各国得到了广泛应用。中国和德国均有用于井下测定的解吸仪。

解吸法测定煤层瓦斯含量的步骤是：(1)使用普通煤心采取器采出煤心（长度不小于0.4m），快速提钻，同时记录起钻时间、钻具到孔口时间、煤样装罐时间，开始解吸时间、全部时间应控制在30min以内；(2)煤心装罐后，立即与瓦斯解吸仪连接，采用排水取气法测定煤心瓦斯解吸量与时间关系。中国测定时间一般不

超过 1.5h，美国测定到每日解吸量不大于 10ml。然后将煤样送往实验室进行脱气；(3)根据不同时间测出的瓦斯解吸量，推算瓦斯损失量。煤心瓦斯损失量决定于暴露时间、瓦斯含量、煤的粒度及透气性等因素，通过试验及理论分析，煤样暴露开始一段时间内，解吸瓦斯量与暴露时间的平方根成正比，存在如下关系式：

$$V=a+b\sqrt{T}$$

$$T=\sqrt{t_0+t}$$

式中 V 为解吸瓦斯量，mL/g；t_0 为煤样在钻孔内（取 1/2 提钻杆时间）和空气中的暴露时间，min；t 为解吸观察时间，min；a、b 为常数，可以根据瓦斯解吸速度测定数据用最小二乘法求出。当 $T=0$ 时，$V=a$，a 值即为所求的损失量。也可用作图法求出损失量，以 V 为纵坐标，以 T（$=\sqrt{t_0+t}$）为横坐标，将全部测定的解吸观测点绘与坐标上，将开始解吸并呈直线关系的几个点连线，延长，与纵坐标交点的截距即为损失的瓦斯量（图 1）；(4)解吸后的煤心罐送实验室，在 95℃ 温度下进行真空脱气，记录抽出的气体量，并分析气体组分。煤的块度增大，短时间不能抽出全部气体，需将煤放入球磨罐，粉碎后再次脱气，取得煤样全部气体量；(5)将瓦斯损失量、解吸量、脱气量和二次脱气量

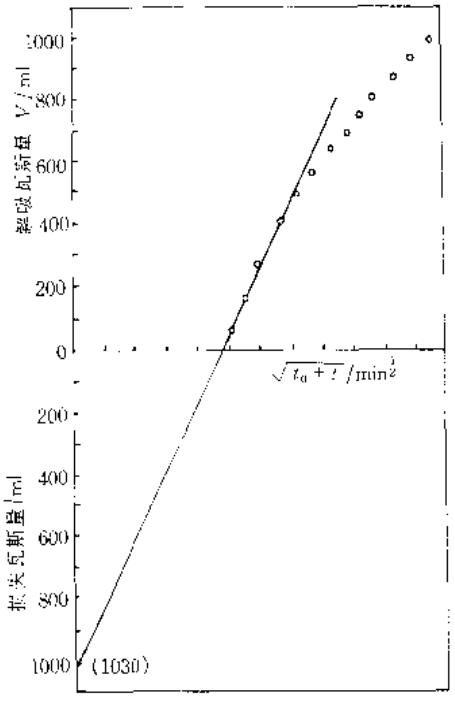


图 1　瓦斯损失量计算图

分别换算为标准状态体积，乘以甲烷（含重烃）浓度，除以煤可燃质质量，得出各阶段的瓦斯量。最后相加，即为煤层瓦斯含量。

间接测定法　根据实测的煤层瓦斯压力和煤质等一系列参数来计算瓦斯含量的方法。煤层瓦斯含量为吸附瓦斯量和游离瓦斯量之和，即：

(1) 不考虑灰分和水分的影响：

$$X=X_c+X_f$$

$$X_c=\frac{abp}{1+bp}$$

$$X_f=\frac{V_s pT_0}{kp_0T}$$

(2) 考虑灰分和水分的影响：

$$X=\frac{abp}{1+bp}\left(\frac{100-A_{ad}-W_{ad}}{100}\right)\times\left(\frac{1}{1+0.31W_{ad}}\right)+\frac{V_s pT_0}{kp_0T}$$

式中 X 为煤层瓦斯含量，m^3/t；X_c 为温度为 t 时的煤层吸附瓦斯量，m^3/t；X_f 为煤层游离瓦斯量，m^3/t；a 为煤层温度为 t 时的极限吸附量，m^3/t，由实验室测定确定；b 为煤层温度为 t 时取决于压力和煤质的系数，MPa^{-1}，由实验室测定确定；p 为瓦斯压力，MPa；V_s 为原煤的有效孔隙体积 m^3/t；p_0 为标准状况下压力，MPa；T_0 为标准状况下绝对温度，K；T 为瓦斯的绝对温度，$T=273+t$，K；t 为瓦斯的温度，℃；k 为温度为 t 时甲烷的压缩系数；A_{ad} 为煤中灰分含量，%；W_{ad} 为煤中水分含量，%。

展望　①煤层瓦斯含量测定的准确率将进一步提高；②快速简便的测定方法和仪器将陆续出现和得到推广应用；③煤层瓦斯含量测定将实现自动化检测。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（屠锡根）

meiceng wasi liudong

煤层瓦斯流动　(gas flow in coal seams)

煤层中瓦斯由高压区向低压区的运移或由高浓度区向低浓度区的扩散运动。瓦斯在煤层中是以压力状态存在的，在甲烷带内瓦斯压力一般沿煤层倾斜方向随深度增加而增加，而沿走向变化较小。由于各个地点瓦斯压力不同，在未开采煤层的小范围内，存在着比较稳定的瓦斯压力等压线的分布（图 1）。由于煤层透气性分布不均，实际测得的瓦斯等压线并不是很规则。

采掘工作进入煤层后，由于破坏了原有瓦斯压力的平衡状态，形成了瓦斯流动场（图 2）。瓦斯由高压

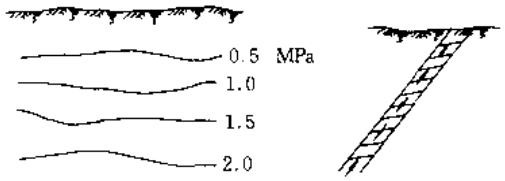


图 1 煤层瓦斯压力等压线

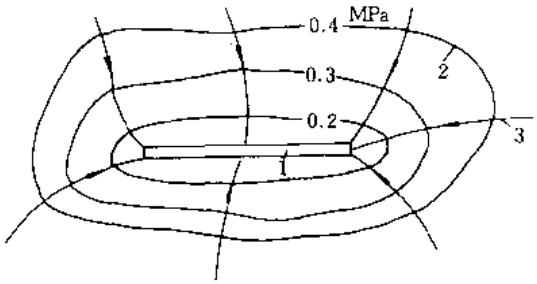


图 2 巷道周围的瓦斯流动场

1—巷道；2—瓦斯压力等压线；3—流线

区向低压区的流动，大多数表现为缓慢的涌出；在特殊情况下，表现为猛烈的喷出和突出。

煤层透气性一般很低，瓦斯在煤层中的流速很小，每昼夜仅几厘米到几米，此时的流动状态属于层流流动。在喷出和突出时，瓦斯的猛烈流动属于紊流流动。影响煤层瓦斯流动的因素有煤层瓦斯压力、煤层透气性、煤体吸附瓦斯的能力、地应力的分布和活动、煤层暴露面的几何形状，排放瓦斯的时间、矿井通风制度和水文地质条件等。煤层瓦斯流动状态是复杂的，在时间上和空间上都是不均匀的。掌握煤层瓦斯流动规律对研究瓦斯涌出规律和合理制定瓦斯防治措施有指导意义。

瓦斯在煤层中流动机理 煤层结构、孔隙和裂隙不同，瓦斯在煤层中流动也各异。微小孔隙中瓦斯流动遵循菲克扩散定律，裂隙中的瓦斯流动遵循达西定律。

瓦斯在煤层孔隙中的流动 煤中孔隙直径很小，低于 10^{-7}m，小于瓦斯分子的平均自由程，瓦斯在孔隙中的流动不决定于压力差、而决定于浓度差，呈由高浓度区向低浓度区的扩散运动，遵循菲克（Fick）扩散定律：

$$J=-D\frac{\partial C}{\partial n}$$

式中 J 为扩散速度，$m^3/(m^2\cdot d)$；C 为煤层瓦斯含量，m^3/m^3；D 为煤层瓦斯扩散系数，m^2/d；n 为流动方向长度，m。

瓦斯在煤层裂隙中的流动 煤层中裂隙的宽度一般大于 10^{-7}m，瓦斯在其中呈层流运动，符合达西（Darcy）定律：

$$v=-\frac{k}{\mu}\frac{\partial p}{\partial n}$$

式中 v 为流速，cm/s；k 为渗透率，D；μ 为瓦斯的绝对粘度，Pa·s；p 为瓦斯压力，Pa；n 为流动方向上的长度，cm。

瓦斯分子大部分吸附于煤体孔隙和裂隙表面，少量以游离状态存在于孔隙和裂隙空间，两者存在着不断交换的动平衡状态。煤体表面的瓦斯分子滑流和吸附瓦斯流在流动中所占的比例不大，瓦斯先从煤体颗粒中扩散出来，再沿着微裂隙网汇合流到煤层暴露面上。构成扩散流动的最小煤粒尺寸称为极限粒度。中国煤炭科学研究总院抚顺分院的测定表明，极限粒度的尺寸随煤质而变化，大体在 0.5～10mm 之间。煤层可以认为是许多极限粒度煤体与裂隙系统的集合，煤层瓦斯流动的数学模型是菲克扩散定律和达西定律组成的联立微分方程组。

煤层瓦斯的流动状态 煤层中瓦斯在一定范围内从高压区流向低压区的流动即形成流动场。流动场内瓦斯流动的类型，从空间几何形状来划分可分为单向流动、径向流动和球向流动；从时间上划分可分为稳定流动和不稳定流动。稳定流动的流动场是固定的，场内任何一点的压力和流量不随时间而变，其存在条件是外部具有稳定的瓦斯源。不稳定流动场是不断扩大的，场内的瓦斯压力和流量随时间而变，瓦斯来源是场内煤层的瓦斯。煤层既是瓦斯源，也是瓦斯流过的通道，其瓦斯流量随时间而衰减。矿井中煤层瓦斯流动都是不稳定流动。

单向流动 煤层巷道全部开切煤层时，巷道两侧煤壁内的流向垂直于巷道，流线彼此平行、方向相同的瓦斯流动。其特征是在流动场内只有一个方向（X 坐标）的流动。

径向流动 石门或钻孔垂直贯穿煤层时，垂直于煤层中形成的同心圆状的瓦斯压力等压线流向石门或钻孔的瓦斯流动。径向流动是平面流动，用极坐标表示时，流线都是沿半径 r 的方向流向坐标圆点。

球向流动 石门或钻孔的底部刚进入特厚煤层时，从四面八方向暴露煤面汇集，流向垂直于煤层中形成的球形瓦斯压力等压线与球坐标中球半径 r 方向相同，流线呈放射网状的瓦斯流动。汇集式的球向流动称为内球向流动。饱含瓦斯的煤块在放散瓦斯时，是一种由内向外发散型的瓦斯流动，称为外球向流动。

单向、径向和球向流动都是简化的典型形式，不能代表复杂的实际流动；但实际流动可以近似地划分为

几种简单类型的组合。如掘进煤巷，两帮为单向流动，掘进头是径向流动，整个巷道是两者的组合。按流动场的类型建立数学模型，用电子计算机进行数值计算，并按相似理论来处理数值计算的结果，可以导出表征压力、流量和时间的无因次相似准数之间的关系，从而得到单向、径向和球向流动的代数方程。实践表明，简化的流动方程便于在生产实践中应用。

参考书目

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出防治》，煤炭工业出版社，1979。

于不凡编著，《煤和瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

（周世宁）

meiceng wasi yali

煤层瓦斯压力 (gas pressure of coal seams)

瓦斯在煤层中所呈现的压力（压强）。它是游离瓦斯分子热运动的结果。煤层未受采动影响的区域的瓦斯压力称为原始瓦斯压力；受采动影响已部分排放瓦斯的区域的煤层瓦斯压力称为残存瓦斯压力。煤层瓦斯压力是决定煤层瓦斯含量和煤层突出危险性大小的主要因素之一，是进行瓦斯管理等工作的基础参数。当煤的变质程度相同时，煤层瓦斯压力越大，煤层的瓦斯含量越高。中国《煤矿安全规程》对煤层瓦斯压力的测定作了规定。

煤层瓦斯压力受煤层埋藏深度、煤层顶底板岩层的透气性、地质构造形态和地下水的活动等因素影响。当煤层有露头时，在瓦斯风化带以下，甲烷带上部边界的煤层瓦斯压力一般为 0.25～0.3MPa。在地质条件稳定的条件下，煤层瓦斯压力随深度而增加。根据中国北票、南桐、天府等矿的统计，每隔 8～14m 垂深，瓦斯压力约增加 0.1MPa；如果煤层连续稳定，在相同的深度上瓦斯压力基本相同。中国重庆地区中梁山煤矿 K_1 煤层在垂深 378m 的水平上，沿走向 128m 范围内，测得的瓦斯压力均在 2.8MPa 左右。煤层的个别地区、特别是地质构造附近，瓦斯压力可能异常。中国淮南潘一矿，垂深 650m 的一号石门内测得煤层瓦斯压力为 4.2MPa，其相邻的另一石门处测得的瓦斯压力只有 0.6MPa。

中国近 30 年来在许多矿井中进行了瓦斯压力值的测定（表 1），其中以辽宁北票矿务局台吉矿测得的瓦斯压力值 8.26MPa 为最高，其次是四川重庆地区天府煤矿磨心坡井的 8.0MPa。

中国瓦斯大的矿井，其煤层瓦斯压力都超过 1.0MPa，瓦斯压力与埋藏深度的比值一般小于 0.01（静水压力）最大也未超过 0.014。随着埋藏深度的增加，瓦斯压力梯度（瓦斯风化带以下，深度每增加一单位时相应的煤层瓦斯压力的增加值）有上升的趋势。

19 世纪以来，世界各主要产煤国家都进行过许多测定工作，其中英国、美国、日本、澳大利亚等国测得的瓦斯压力值未超过 7.0MPa，一般都在 5.0MPa 以下。前苏联顿巴斯地区测得的瓦斯压力值比较高，有的高于 8.0MPa。

表 1 中国部分矿井的煤层原始瓦斯压力

矿井	煤层	垂深 H /m	瓦斯压力 p /MPa	压力与垂深的比值 p/H
北票台吉矿	4	728	6.7	0.0092
北票三宝一井	9B	220	2.1	0.0095
阳泉一矿	3	415	1.2	0.0029
湖南立新矿	4	214	2.18	0.0102
湖南坦家冲井	6	138	1.26	0.0091
贵州木岗矿	7	330	1.5	0.0045
南桐鱼田堡井	4	432	4.95	0.0115
天府磨心坡井	K_2	513	4.8	0.0094
天府磨心坡井	K_2	633	7.5	0.0118
湖南里王庙矿	6	118	1.28	0.0108

煤层瓦斯压力测定方法有间接测定法和直接测定法 2 类。间接测定法井下操作少，但计算和实验室工作繁杂，而且假定因素较多，有时不能得出正确结论，一般用于难以使用直接测定条件下。只要封孔严密，直接测定法能测出准确的瓦斯压力值，应用普遍。

间接测定法 包括：①根据瓦斯涌出量或瓦斯含量推算瓦斯压力（见吸附瓦斯）；②根据瓦斯压力梯度求瓦斯压力；③根据经验公式求瓦斯压力。由于此类方法精度低，已很少采用。

直接测定法 直接在井下打钻、安设测压装置进行测量的方法。分为打钻、封孔、测压 3 个步骤。其关键的是严密封闭钻孔，因钻孔的微量漏气将导致测得的瓦斯压力值大大小于真实的瓦斯压力值。传统的测定方法是在岩石巷道中向煤层打钻孔，然后用不同材料封堵孔口，最后安设测压表测压。近年中国研制了新的封孔材料和方法，很好地解决了煤层中的钻孔封孔不严的难题，因而目前也可在煤层中打钻测压。封孔的方法有人工填料封孔、机械压入填料封孔、胶圈封孔、胶囊密封液封孔和三相泡沫密封煤层钻孔等。

人工填料封孔 在岩石巷道中向预定测压地点的煤层打孔，钻孔进入煤层后，清洗钻孔、放入测定瓦斯压力的金属管，再用优质粘土或膨胀性水泥作填料、用

人力打紧封闭。这种封孔方法费时费事，且不易保证封孔质量，已逐渐为其他方法所取代。

机械压入填料封孔　以压气或泥浆泵为动力，将预先调制的膨胀性水泥浆或树脂压入钻孔。这一方法使用的设备较笨重，且对于近水平钻孔，由于钻孔顶部往往不易充满填料，易漏气；但对高角度钻孔其封孔效果较好。

胶圈封孔　胶圈封孔是利用内外套管、压紧螺帽和一组封孔胶圈完成（图 1）。钻孔打完后，先清除钻屑，再向钻孔中放入胶圈封孔器，转动压紧螺帽，使内管拉出、外管压进来压缩胶圈，当胶圈膨胀充满钻孔空间即完成封孔过程。这种方法简便易行，操作迅速，而且可以多次复用；但胶圈组的长度一般在 0.3m 左右，要求封孔段的岩石要致密、没有一点裂隙，否则易漏气，影响测定效果。

胶囊密封液封孔　在钻孔中设置 2 个相距 1.8～3.6m 的胶囊或胶圈组，先使胶囊或胶圈组膨胀封闭钻孔，再向被封闭的封孔段空间注入一定压力的密封粘液。密封液中含有柔性的木屑和刚性的炉渣，在封闭过程中木屑和炉渣先封堵大裂隙，而粘液则渗入微裂隙中。在整个封孔测压过程中，保持粘液的压力始终高于煤层瓦斯压力 0.2～0.5MPa，可防止瓦斯的泄漏。这种方法是主动式密封的方法，具有固体封液体、液体封气体的特点，可确保测压数据的可靠性，其测得的最高瓦斯压力值为 8.0MPa。胶囊密封液测定瓦斯压力装置是中国研制的，其系统如图 2 所示。1987 年中国矿业大学在四川重庆地区大府煤矿磨心坡井的 K_5 煤层的全煤钻孔中测得的 K_5 煤层的原始瓦斯压力值为 3.8MPa，这是迄今世界上煤层钻孔封孔测得的最高瓦斯压力值。



图 1　胶圈封孔

三相泡沫密封煤层钻孔　中国矿业大学在胶囊密封液封孔测压技术的基础上，又研制出三相泡沫密封钻孔技术，用于测定煤巷工作面前方煤层瓦斯压力（图 3）。其做法是先用两组胶圈将钻孔大致密闭，然后向封

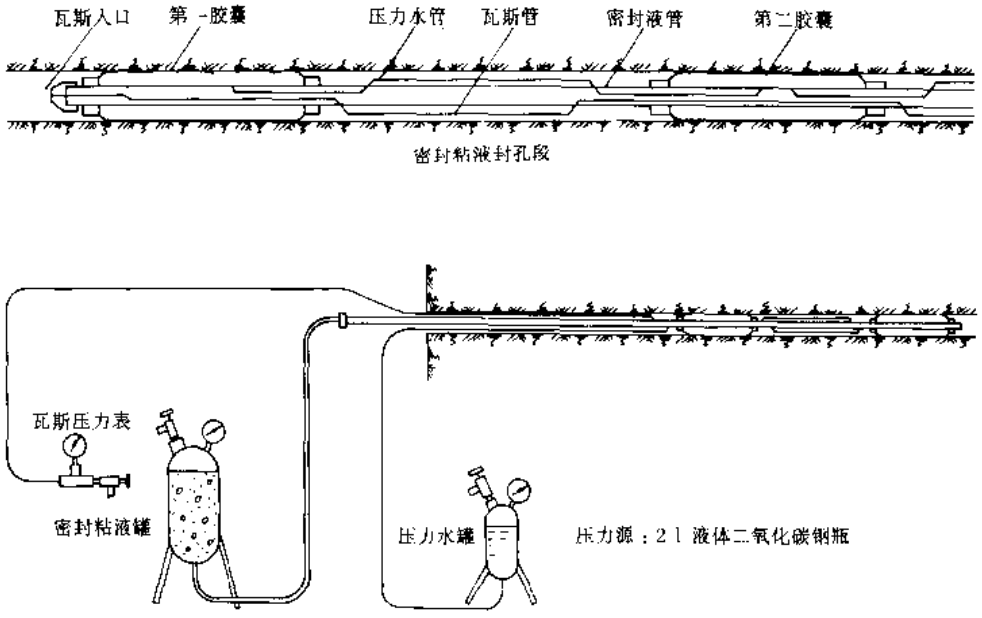


图 2　胶囊密封液封孔装置

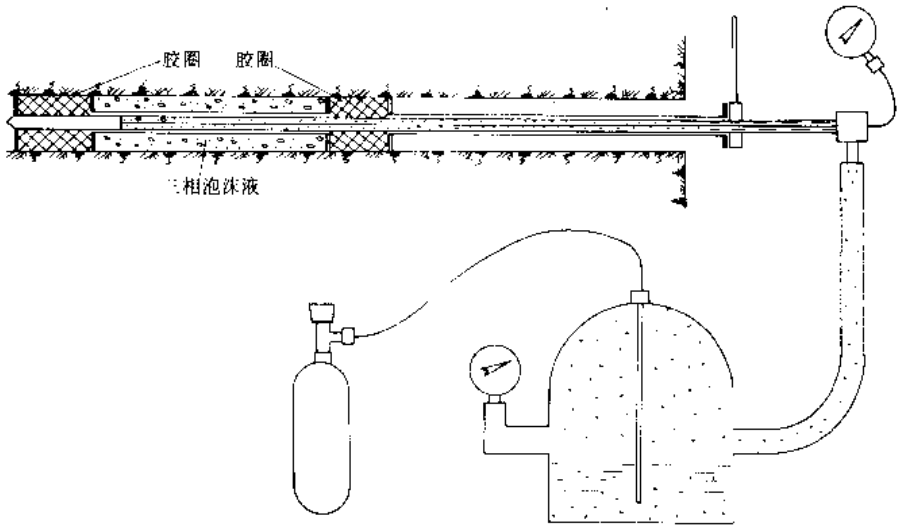


图3 三相泡沫密封液封孔

孔段注入混有木屑和炉渣的压力泡沫粘液，泡沫的压力大于瓦斯压力，泡沫充满两组胶圈之间的空间。当发生泄漏时，泡沫在流出过程中不断膨胀，将粘附在泡沫表面的固体物 木屑和炉渣紧密地压附在裂隙表面，使裂隙宽度迅速减少和封闭。这种固、液、气三相压力泡沫具有很高的密封性质，密封裂隙宽度可达4mm，密封气体压力可达2.0MPa。这种方法可用于预测煤和瓦斯突出的危险性、确定工作面前方卸压带的长度。在中国河南平顶山矿区和焦作矿区的应用都取得了良好的效果。

参考书目

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

于不凡编著，《煤和瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

（周世宁）

meiceng zhushui jianshaofenchen chanshengliang

煤层注水减少粉尘产生量 (coal seam water infusion to control dust) 通过钻孔将压力水或水溶液注入即将开采的煤层，使煤体预先湿润，用以改变煤体的物理力学性质和使煤体中的原生尘粒丧失飞扬能力，减少开采的粉尘产生量的技术措施。是采煤工作面常规的减少粉尘产生量的措施。中国《煤矿安全规程》对此有专门的规定。煤层注水的方式、工艺、参数决定着减少粉尘产生量的效果。

沿革 1890年左右由德国人迈斯内首先在萨尔煤田进行试验，20世纪40年代作为采煤工作面的一种防尘措施在世界范围内进一步进行试验，20世纪50年代得到广泛应用，现已纳入各产煤国的“煤矿安全规程”中。

世界主要产煤国对注水方法、工艺、设备及测量技术、钻孔施工技术等各方面进行了广泛的试验研究。运用了以新型传感器测量注水量并将信号传送到矿井控制室的遥测技术；在钻孔施工中，为了监测钻孔位置，采用了以钻孔测量仪测量钻孔方向及角度的新方法。原苏联研制出了自动调节注水参数的水泵；通过大量实际注水数据的统计与试验研究，找出了煤层透水性规律，并按划分的类型提出了最佳注水方法。英国开发的斜盘式结构水泵及中国研制的斜盘式水泵系列，方便了注水设备经常性的搬迁。原联邦德国研制出了恒定流量控制阀等注水装置，实现了多孔（可达40个孔）同时注水工艺，改善了注水工艺。法国在静压注水中为消除泄水事故，采用了地面遥测及自动关闭供水技术。

中国于1956年由抚顺煤矿安全研究所在本溪矿务局彩屯煤矿进行了长钻孔煤层注水防尘的首次试验，20世纪60年代煤炭工业部重庆科学研究所又进一步进行了大面积试验研究，70年代逐步在更多煤矿得到应用，20世纪80年代，由于注水设备与装置的配套及注水试验台的建立，又得到了进一步发展。

存在问题 ①长钻孔注水被公认是最佳的注水方

式，但在钻孔的施工中难以在 2m 以下厚度的煤层中确保钻出 150m 乃至 200m 以上的钻孔；②难以准确预测不同类型煤层注水的难易程度而实施有效的注水方法；③对煤体湿润状况的检测，目前仍采用在煤层上先采取试样，然后制样，再进行测定的方法，操作繁琐，准确度难以保证；④注水尚不能进行自动控制与遥测。

注水方式 根据钻孔的施工地点、钻孔方向及长度不同，常把注水方式分为长钻孔注水（回采巷道注水）、短钻孔注水（浅孔注水）、深孔注水（深孔煤壁注水）、巷道钻孔注水（远距离注水）4 种。各种注水方式的钻孔施工地点、钻孔长度、适用条件及特点见表 1。

注水参数 主要包括钻孔直径、钻孔长度、钻孔间距、封孔深度、注水压力、每孔注水流量（单孔注水速度）、每孔注水量、吨煤注水量（单位耗水量）、注水时间。国内外对主要注水方式所取各注水参数值的大致范围及有关计算方法见表 2。

表 1 各种注水方式的适用条件及优缺点

注水方式	钻孔施工地点	钻孔长度/m	适用条件	特点	应用情况
长钻孔注水	工作面回风巷或进风巷或者进、回风巷	一般大于 50	煤层厚度大于 1.3m；煤层赋存稳定，无构造破坏；顶底板吸水后对生产无严重影响；煤（烟煤）的孔隙率大于 4%	①1 个钻孔的湿润范围大，湿润较均匀；②可长时间注水，对生产干扰小；③能适应高强度采煤条件；④钻孔施工较复杂，技术要求高，常难达到百米以上长度；⑤难以湿润全部开采煤体；⑥对地质及煤层条件要求较高	国内外广泛采用
短钻孔注水	采煤工作面	一般小于 10	在采煤工作面循环内有准备班；煤层厚度小于 2.5m；顶底板吸水后对生产无严重影响	①对煤的结构、地质、煤层条件适应性强；②钻孔施工与注水工艺较简单；③1 个钻孔的湿润范围小，钻孔数量多；④常难实现严密封孔，并会穿透裂隙泄水；⑤对生产有干扰	国内外均采用，但比例较小
深孔注水	采煤工作面	一般 10～30	每周有休假日或采煤工作面循环中有准备班；煤的孔隙率大于 4%	①与短钻孔注水相比，钻孔数量少；②湿润范围大且均匀；③能封严钻孔；④不从裂隙泄水；⑤钻孔施工较复杂，在准备班注水时，对生产有一定干扰	国外采用较多，国内采用极少
巷道钻孔注水	注水煤层上部或下部巷道	不定	厚及中厚煤层；在注水煤层的上部或下部有现成的巷道，或只需钻不太长的岩石钻孔	①1 个钻孔的湿润范围大；②煤体湿润较均匀；③钻孔数量少；④会因现成的邻近巷道塌坏而影响注水；⑤封孔技术较复杂	除比利时外，其他国家及国内仅试用过，并未推广应用

表 2 注水参数值及有关计算方法

注水参数	长钻孔注水	短钻孔注水	深孔注水
钻孔直径 D /mm	$D=45\sim100$	$D=40\sim55$	$D=40\sim55$
钻孔长度 L /m	单向孔：$L=L_g-20$ 双向孔：$L=\frac{L_g}{2}-15$ L_g—工作面长度，m	$L=b+(0.2\sim0.5)$ b 采煤日进度，m	$L=b_z$ b_z 采煤周进度，m

续表

注水参数	长钻孔注水	短钻孔注水	深孔注水
钻孔间距 B /m	$B=10\sim30$	$B=(1\sim2)L$	$B=(0.5\sim2)L$ 或 $B=\sqrt{2LS}$
封孔深度 S /m	$S>E$ E—破碎带宽度，m。一般 $S=5\sim15$	$S=(0.3\sim0.6)L$	$S>E$ E—破碎带宽度，m
注水压力 p /MPa	静压注水：$p<2$ 动压注水：$p_Y>p>p_w$ p_Y—上覆岩层压力，MPa； p_w—煤层瓦斯压力，MPa	静压注水：$p<2$ 动压注水：$p<15$	$p_d=15.3-\frac{7.65}{0.001H+0.5}$ p_d 最低注水压力，MPa； H 开采深度，m $p_g=(2.5\sim3)p_d$ p_g 最高注水压力，MPa
每孔注水流量 V /（m^3/h）	静压注水：$V>0.06$ 动压注水：$V=0.3\sim1.8$	$V=\frac{Q}{T}$ $T\leqslant\frac{T_z}{i}$ T_z—限定的总注水时间，h； i—钻孔数量，个	$V=\frac{Q}{T}$ $T\leqslant\frac{T_z}{i}$ T_z—限定的总注水时间，h； i—钻孔数量，个
吨煤注水量 q /（m^3/t）	$q=0.01\sim0.04$	$q=0.01\sim0.02$	$q=0.01\sim0.04$
每孔注水量 Q /m^3	$Q=KLBMq\gamma$ K—孔前煤体湿润系数，$K=1.1\sim1.5$； M—采高，m； γ—煤的密度，t/m^3	$Q=K_1LBMq\gamma$ K_1 漏水系数，$K_1=1.2$； M 采高，m； γ 煤的密度，t/m^3	$Q=LBMq\gamma$ M—采高，m； γ—煤的密度，t/m^3
每孔注水时间 T /h	$T=\frac{Q}{V}$	$T\leqslant\frac{T_z}{i}$ T_z—限定的总注水时间，h； i 钻孔数量，个	$T\leqslant\frac{T_z}{i}$ T_z—限定的总注水时间，h； i—钻孔数量，个

注水工艺 各种注水方式的注水工艺都包括钻孔施工、封孔及注水3个方面的作业。

钻孔施工 钻孔施工的设备有液压钻机、风动钻机及电钻。在长钻孔的施工中，国外广泛采用液压钻机和风动钻机，中国主要采用液压钻机和岩石电钻；短钻孔的施工多采用煤电钻或风动钻机；深钻孔的施工则需采用能在工作面便于固定的钻机。

钻孔器材有钻杆和钻头。钻杆分为光面空心钻杆、螺旋叶片空心钻杆及麻花空心钻杆3种。光面钻杆在孔中的摩擦阻力小，在国内外得到广泛采用；螺旋叶片钻杆虽然摩擦阻力较大，但排粉效果好，在德国得到广泛采用，中国只作为风动钻机的配套器材使用。麻花钻杆是煤电钻的专用配套器材。钻头有很多种类型，一般根据采用的钻机类型及煤层特点选用。

钻孔的开孔位置一般在煤层厚度（或采高）的中上部或中部，垂直煤壁（帮）或与主原生裂隙斜交方向钻进，长钻孔注水时，如果单方向的钻孔不能湿润全工作面的煤体，则应采取双向钻孔布置，即在工作面上下平巷相向施工钻孔。

封孔方法 有封孔器封孔和向钻孔与注水管之间的环隙中充填水泥砂浆或化学快速凝固物质的封孔方法2种。

封孔器分膨胀式与压缩式2类，国内外在各类注水方式中广泛采用水力自动膨胀式封孔器。水力自动膨胀式封孔器主体是一根长为0.5～2m可膨胀的空心橡胶管，前端有喷嘴或单向阀，当水从前端向钻孔内射出时，橡胶管在水的压力作用下径向膨胀，封住钻孔；注水结束时，橡胶管内的压力消失，橡胶管恢复原状。可重复使用。利用封孔器封孔很方便，使用条件是钻孔不垮塌并连续注水。中国还采用向密封橡胶管与中心钢管之间的空腔充气或水使其膨胀的封孔器进行封孔，水通过中心钢管进入钻孔；注水结束，排出所充入的气或水，胶管即恢复原状，可从孔中取出再用；这种封孔器具有压力损失小、可避免因停止注水而造成钻孔泄水的特点。压缩式封孔器是利用水力推动或人力旋动作用使密封橡胶筒的轴向压缩、径向膨胀，以封住钻孔，水通过位于胶筒内的钢管进入钻孔；这类封孔器在20世纪70年代以前曾被广泛采用，现已很少用。

在长钻孔注水中，为了可靠地封严钻孔（特别是对容易垮塌钻孔），中国、法国采用了水泥砂浆封孔技术，即在注水管（塑料管或钢管）的前端捆上棉纱送入钻孔，后续的注水管逐根连接送入孔内；用木塞或布类加水泥封牢孔口，并将输浆管封入孔内输送水泥砂浆封孔。法国研制的加封水泥专用膨胀管改进了封口方法，利用泥浆泵或压气喷浆器输送水泥砂浆。中国研制的水泥砂浆封孔泵，不要求扩大封孔段的孔径，对孔径为60mm左右的水平钻孔，封孔深度可达30m。德国用水泥封孔器取代了棉纱堵头、用名为PUR的化学物质取代了水泥砂浆封孔，仅5min即可凝固，其具有很大的膨胀性。

封孔深度决定着能否实现正常注水，应参照表2确定。

注水方法 按供水方式分为静压注水及动压注水2种。静压注水是利用井下管网中的静压力水直接向煤体注水；动压注水是利用水泵排出的压力水向煤体注水。

静压注水系统比较简单，投资少，管理方便。适用于煤层透水性强，每孔注水流量能在限定时间内达到所要求的注水量的条件下。有单孔注水系统和多孔注水系统之分。已被广泛用于长钻孔与短钻孔注水中。

动压注水系统较复杂，由于提高了水压，可满足各种注水方式下弱透水性煤层对注水的要求。有单孔注水系统与多孔同时注水系统之分。多孔注水系统能在不降低总注水流量的前提下减小每孔的注水流量，降低注水压力，取得煤体均匀湿润的效果，避免了单孔注水时因流量过剩而回水造成浪费的现象。长钻孔动压多孔注水系统如图1所示。

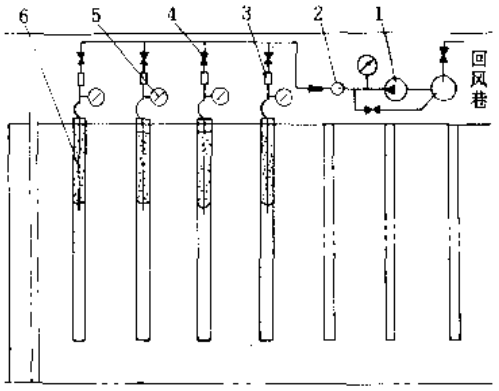


图1 长钻孔动压多孔注水系统

1—水泵；2—高压水表；3—分流器；4—阀门；5—压力表；6—注水管

俄罗斯、波兰及德国等国家规定，煤层注水时一般都要添加湿润剂，以提高湿润效果及扩大湿润范围，为此在注水系统中安装了湿润剂添加器。俄罗斯安装在水泵进水口处，以定量供给ДБ或ДТ湿润剂，溶液浓度为0.2%～0.3%；波兰采用的湿润剂的溶液浓度为0.2%；德国在水泵出水口处并联安装数根耐压钢管，管内填有直径为95mm、长为350mm的氯化钙棒，水通过时将其溶解，溶液浓度为0.2%～0.3%。

水在煤层中的渗透及影响因素 注入煤体中的水是沿着煤的裂隙并通过孔隙向被裂隙切割的煤块内部渗透而储存于裂隙和孔隙之中的。水在煤体中运动的动力是水的压力、煤的孔隙对水的毛细管力及水的重力；阻碍水运动的阻力是裂隙面阻力、孔隙的管道阻力及煤层的瓦斯压力。影响水在煤层中渗透的因素主要是：煤的裂隙和孔隙状况及与其有关的煤的变质程度、上覆岩层压力、支承压力，液体的性质。

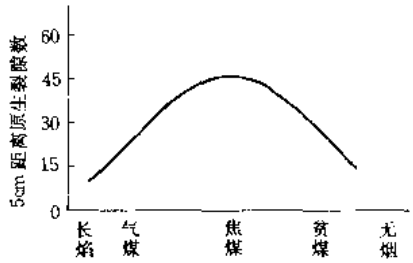


图2 原生裂隙发育程度与煤的变质程度的关系

煤的裂隙与挥发分 煤的裂隙性是煤的主要结构特征之一。原生裂隙（内生裂隙）的发育程度，以沿层理方向每5cm长度内肉眼观察到的裂隙条数表示。煤层的透水性能与煤的原生裂隙发育程度及方向有密切

关系，而原生裂隙的发育程度又与煤的变质程度有直接关系，如图 2 所示。

原苏联斯阔琴斯基矿业研究院通过对液体沿煤层流动的研究发现：在与主要原生裂隙面和层理平行的方向上渗透系数值最大；在与主要原生裂隙面垂直而与层理面平行的方向上渗透系数值较小；在与主要原生裂隙面平行而与层理面垂直的方向上渗透系数值最小；高变质程度的煤渗透系数值最小；中等变质程度的煤渗透系数值最大；低变质程度的煤渗透系数值中等。

煤的不同方向上渗透系数 C 与煤的可燃挥发分 V_{daf} 的关系为：

$$C=a_1V_{daf}-a_2\ (V_{daf})^2-a_3$$

式中 a_1、a_2、a_3 为由实验求出的煤的各向异性经验系数，见表 3。

表 3 煤的各向异性系数

方　向	a_1	a_2	a_3
与主要原生裂隙面和层理面平行 A_1	57×10^{-7}	1.2×10^{-7}	94×10^{-7}
与主要原生裂隙面垂直而与层理面平行 A_2	42×10^{-7}	0.9×10^{-7}	70×10^{-7}
与主要原生裂隙面平行而与层理面垂直 A_3	27×10^{-7}	0.6×10^{-7}	46×10^{-7}

建议按煤层单位吸水量 Φ_0（单位吸水量是压力梯度等于 1 时，单位时间内，1cm² 钻孔表面积上的吸水量，通过注水实验确定）整体指标对各类煤层的渗透性及湿润性做综合评价。

$$\Phi_0=\frac{Q}{p_0t_0S_B}$$

式中 Φ_0 为单位吸水量，cm/(MPa·s)；Q 为钻孔总吸水量，cm³；p_0 为初始（最大）注水压力，MPa；t_0 为在压力为 p_0 时的注水持续时间，s；S_B 为钻孔的吸水表面积，cm²。

根据 Φ_0 和 V_{daf} 将煤层的注水难易程度分为 3 类，其适宜的注水方法是：

第一类煤层：$\Phi_0=0.03\sim0.06$cm/(MPa·s)，$V_{daf}>30\%$。采用自动调节注水参数和注水间隔时间的水泵多次向煤层注水。

第二类煤层：$\Phi_0=0.04\sim0.08$cm/(MPa·s)，$V_{daf}=10\%\sim30\%$。利用井下管网水，或用自动调节注水参数的水泵向煤层注水。

第三类煤层：$\Phi_0=0.01\sim0.05$cm/(MPa·s)，$V_{daf}<10\%$。采用弹性变形限界以内的压力连续向煤层注水，或改变注水流量和循环间隔时间多循环向煤层注水。

煤的孔隙　煤是含有大量孔隙的物质。煤的孔隙性是煤的又一主要结构特征。水开始能在孔隙中成为层流渗透的最小孔隙直径为 0.1μm，能有较强的层流渗透的直径需大于 1μm；这一范围的孔隙按孔隙分类属于半大孔（半微孔隙）。原苏联对烟煤的研究结果表明，在煤层未受采动影响条件下，当孔隙率小于 4% 时，煤层的透水性极差，不能实施注水；当孔隙率大于 5% 时，煤层透水性良好，能实施注水；当孔隙率达到 15% 时，煤层透水性和湿润效果都很好。对褐煤的研究表明，因其本身的自然充水率很高，裂隙极不发育，注不进水。

上覆岩层压力与支承压力　煤的埋藏深度不同，煤层所承受的地层压力也不同，煤的裂隙与孔隙尺寸也随之而发生变化，总的趋势是裂隙与孔隙的尺寸随埋藏深度增加而缩小，煤层的透水性随埋藏深度增加而降低。煤层所承受的上覆岩层压力可用煤层埋藏深度与上覆岩层的平均密度的乘积表示。

在长壁采煤工作面的超前支承压力带内，煤的裂隙与孔隙尺寸都将缩小，煤层透水性降低；在卸压带内，不仅煤的裂隙与孔隙尺寸都将增大，而且由于受开采影响，次生裂隙会大量产生，煤层透水性增强。

液体性质　煤属于疏水性物质，与水不甚亲合。如果在水中添加湿润剂（表面活性剂），不仅会降低水的表面张力，还会减小在裂隙和孔隙中流动和渗透的阻力，从而提高对煤层的湿润能力与渗透能力。

注水效果　煤层注水后，煤体受到湿润，当煤的水分增加 1% 或以上时，便可收到较好的防尘效果及其它效果。采煤时，煤尘浓度普遍降低，一般可达 50%～90%。

参考书目

穆智宏主编，《煤矿防尘与粉尘检测》，黄河出版社，1991。

李宗训编著，《煤层注水与采空区灌水防尘》，煤炭工业出版社，1981。

（刘新强）

meichen baozha

煤尘爆炸　(coal dust explosion)　悬浮在空气中的煤尘，在一定条件下，遇高温热源而发生剧烈氧

化反应，并伴有高温和压力上升的现象。是煤矿重大灾害之一，可摧毁井巷和设备、引发火灾，并会造成人员的大量伤亡。煤尘爆炸表现为连续爆炸、能传播，可由瓦斯爆炸引起（即在点火源存在的情况下突然形成煤尘云），也可由高温热源直接引发（即在已存在煤尘云的情况下突然出现点火源）。根据煤尘爆炸条件和影响因素（见煤尘爆炸影响因素）采取或选用一定的措施或设备可有效防止煤尘爆炸的发生（见煤尘爆炸预防）或传播（见煤尘爆炸隔绝）。据史料记载，世界第1次煤尘爆炸发生于1803年英国的Wollsend煤矿。中国有记载的第1次瓦斯煤尘爆炸发生于1917年的抚顺大山矿，死亡917人。防止煤尘爆炸的发生和传播是煤矿安全管理部门的重要任务之一。中国《煤矿安全规程》对煤尘爆炸的预防及传播的隔绝作了具体规定。

发生条件 煤尘爆炸的实质是煤尘与空气中的氧发生激烈化学反应的放热过程。发生煤尘爆炸的充分和必要条件是：煤尘本身具有爆炸性；有充足的氧气；煤尘弥散在空气中形成一定浓度的煤尘云；同时出现点火源。其中煤尘本身具有爆炸性是根本条件。

煤尘云 粒径小于1mm、其中大部分小于0.075mm的大量煤尘弥散在空气中形成的高浓度的煤尘与空气的混合物。煤矿井巷中的煤尘云通常是由局部瓦斯爆炸形成的冲击波、气动力或其他冲击载荷的作用将沉积煤尘卷吸、吹扬或振落使煤尘被冲起、扩散而形成的。它是暂时存在于空间的非稳定体系。在煤矿中，掘进工作面、采煤工作面、转载点等尘源附近200m范围内最容易形成煤尘云。

煤尘爆炸性 在一定条件下，呈煤尘云状态的煤尘遇高温热源发生爆炸的性质。世界各国采用的判定指标不尽相同。英国、日本、德国、比利时、法国、美国采用可燃挥发分含量作为判定指标（见煤尘爆炸影响因素）。中国曾采用苏联的判定指标作为煤尘爆炸性判定指标，规定可燃挥发分含量大于等于10%的煤尘为爆炸性煤尘、可燃挥发分含量小于10%的煤尘为无爆炸性煤尘。目前规定，煤尘的爆炸性只能通过大管状煤尘爆炸鉴定装置实验判定，在实验条件下产生火焰的煤尘为爆炸性煤尘、在实验条件下不产生火焰的煤尘为无爆炸性煤尘（见大管状煤尘爆炸鉴定装置）。

煤尘的爆炸性与煤的变质程度或挥发分、煤尘的粒度分布或比表面积以及煤中其他组分等多种因素有关。煤尘的爆炸性通常随煤的变质程度增高和挥发分降低而降低，从无烟煤到褐煤煤尘的爆炸性逐渐增强。煤尘的爆炸性随其比表面积的增大（或粒径的减小）而增强，随煤尘中灰分、水分的增加而减弱（见煤尘爆炸影响因素）。

爆炸性煤尘存在着爆炸浓度极限值，只有当煤尘云的浓度高于煤尘云的爆炸下限、低于煤尘云的爆炸上限时才会爆炸。在煤尘爆炸极限范围内还存在一个煤尘云爆炸最强的浓度，低于或高于这个浓度，煤尘云的爆炸性都会减弱（见煤尘云爆炸浓度）。

点火源 有火焰、高温发热固体、火花、电弧等。煤尘爆炸存在着一个最低着火温度和最小着火能量（见煤尘着火温度、煤尘云着火能量），引爆煤尘的点火源的温度和能量必须大于临界值。在煤矿井下发生的瓦斯爆炸火焰、煤的自然发火及外因火灾火源、放炮时炸药的爆燃火焰、机电设备的短路火花、金属与金属或金属与非金属之间产生的摩擦或冲击火花等，都可能成为引发煤尘云爆炸的点火源。

危害 煤尘爆炸和瓦斯煤尘爆炸（由瓦斯爆炸引发的煤尘爆炸）事故是煤矿重大灾害性事故之一，它在煤矿发生的特大事故中占的比重很大。1988～1993年，中国煤矿发生的特大瓦斯煤尘爆炸事故的次数占特大事故总数的62%，死亡人数占总数的69.8%。煤矿中发生的煤尘爆炸多表现为连续爆炸，出现爆炸压力叠加，在大范围内形成高温高压区，爆炸压力的正压作用时间和高温持续时间都很长，破坏性很大，可造成巷道大规模倒塌和设备损坏；煤尘爆炸形成的运动火焰面宽，容易点燃周围的固体可燃物质，酿成火灾；由于爆炸是在受限空间（巷道）中发生的，大量煤尘参与爆炸、氧气不足，会产生过量的CO，其含量通常高达1%～10%，因此会造成人员大量伤亡。日本侵华时期的1942年，中国本溪煤矿发生了迄今为止世界上最大的一次瓦斯煤尘爆炸，死亡1459人。1963年，日本三池煤矿提煤斜井中发生的煤尘爆炸死亡的458人中，绝大多数是因CO中毒死亡的。

煤尘爆炸过程的表现形式 根据煤尘爆炸的传播性质和速度，将煤尘爆炸过程分成燃烧、爆燃和爆轰3种表现形式。燃烧过程进行缓慢，火焰传播速度始终比原始煤尘云中的声速小得多。在自由空间发生的燃烧无压力升高，在受限空间则压力略有升高。对燃烧过程起决定作用的是热传递（热辐射、传导和对流）；爆燃又称为快速燃烧，是爆炸过程的非稳定形式，介于燃烧与爆轰之间。其化学反应存在于一个较窄的区域，火焰面（反应界面）将爆炸场分为原始物质区和爆炸产物区，反应物质流到火焰面里面去、产物则从里面流出来，火焰面像活塞一样向原始煤尘云运动，在原始煤尘云中不断地产生压缩波，引起压力升高，压缩波叠加的结果形成冲击波。过程中火焰面滞后于冲击波传播，火

焰面滞后于波阵面运动。火焰面传播速度相对于原始煤尘云为亚声速，其变化范围很大，为每秒几十米到几百米。爆燃可以转变成爆轰。对爆燃过程起决定作用的是化学动力学反应和热传递（主要是热辐射和热传导）；爆轰是爆炸过程的稳定形式，过程中火焰传播速度始终高于原始煤尘云中的声速，冲击波阵面和紧跟冲击波的火焰阵面组成稳定结构的爆轰波，火焰阵面与冲击波阵面趋于重合。对于煤尘爆轰的可能性尚有争议，否定的观点认为，到目前为止，所观察到的煤尘爆轰现象是湍流导致的假象。煤矿中发生的煤尘爆炸通常表现为爆燃形式。爆轰仅在相当长的巷道中存在着均匀的煤尘云、且点火能量极强的情况下发生。

机理 煤尘爆炸是受多种物理和化学因素控制的复杂过程。因此，迄今为止，对煤尘爆炸机理有多种描述，归纳起来主要有 2 种观点：一种观点认为煤尘爆炸是在气相中进行的均质反应。认为：在点火源加热煤粒时，煤粒首先发生分解反应，又称为气化，释放出高温气态分解产物 CH_4、C_nH_{2n+2}、CO、H_2 等，其中主要是 CH_4；这些气态产物在浓度、温度适合时，接着发生气体着火，放出大量的热能，并通过热传递加热未反应的煤粒，使其发生分解反应、放出气态产物，接着被点燃；依次加速下去便发生系统压力跃升而形成爆炸。在这个过程中，CH_4、C_nH_{2n+2}、H_2 等与空气中的氧发生均质反应。另一种观点认为煤尘爆炸是在气相、液相和固相中进行的非均质反应。认为：点火源加热煤粒时，在不太高的温度下粉粒开始变形、膨胀起泡形成包裹着煤粒的气相膜，并发生分解反应，释放出气态产物；在浓度温度适宜时气体被点燃；由于热冲击，氧到达炽热的炭粒表面（外表面及内孔表面），发生炭的氧化反应、CO_2 与炭的还原反应和 CO 的氧化反应等一系列非均的和均质的反应：

$$2CH_4 + 4O_2 \rightarrow 2CO_2 + 4H_2O + 889.5 \times 10^6 J/kg \cdot mol$$

$$C + O_2 \rightarrow CO_2 + 393.97 \times 10^6 J/kg \cdot mol$$

$$2C + O_2 \rightarrow 2CO + 218.6 \times 10^6 J/kg \cdot mol$$

$$CO_2 + C \rightarrow 2CO - 175.35 \times 10^6 J/kg \cdot mol$$

$$CO + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow CO_2 + 569.32 \times 10^6 J/kg \cdot mol$$

由于过程的放热反应大于吸热反应，使这些反应在煤尘云中依次加速进行下去，表现为火焰在煤尘云中传播，产生压缩波，出现压力跃升的动力学效应。2 种观点都提出煤尘云在发生爆炸时有一个准备环境的时间，即点火源从与煤尘接触到释放出一定浓度的高温分解产物并被点燃的时间，这个时间间隔称为煤尘爆炸的感应期，又叫做点火延迟时间，它取决于煤的变质程度和点火源的温度。

爆炸标志 对于结焦煤尘，在爆炸过程中，煤粒表面会形成液相膜，在连接煤粒中不燃物质被焦化的残碳粒的液膜冷却时，便一起形成多孔隙的固态产物，且孔隙中充满爆炸的气态产物，这种生成物被称为“焦屑”（粘焦、焦渣），并粘附在爆炸区内物体（如支架、设备）的迎风侧和背风侧。这种焦屑是结焦性煤尘爆炸的固有标志。非结焦性煤尘爆炸时，未完全燃烧的煤粒会丧失大量挥发分，形成球形流散焦粒。因此，煤尘中挥发分减少 1/3 以上时，也标志着煤尘发生了爆炸。实际生产矿井中发生煤尘爆炸时会产生大量 CO，亦可用 CO 含量的高低来判定煤尘是否参与了爆炸；通常 CO 含量超过 1%就可以认为煤尘发生了爆炸。

沉积煤尘的爆炸传播 煤矿发生的煤尘爆炸传播与瓦斯爆炸的发生密切相关，但又不同于瓦斯爆炸。单纯瓦斯爆炸常表现为局部爆炸。煤矿中到处存在着沉积煤尘，局部瓦斯爆炸往往成为沉积煤尘爆炸的点火源。使沉积煤尘参与爆炸的点火源必须同时具备 2 个条件：①气体动力学条件，即点火源应能给出相当强的动能，把沉积煤尘卷扬起来，形成煤尘云；②热力学条件，即点火源能给出足够的热能，将已形成的煤尘云点燃。能够刚好克服沉积煤尘的重力、内聚力、摩擦力而使沉积煤尘卷扬起来的极限力，称为卷扬煤尘的最小动力。波兰 W. Cybulski 的实验给出，扬起巴尔巴拉（Barbara）煤尘的最小动力为 6kPa。煤矿中的局部瓦斯爆炸就具备上述 2 个条件，所以，在沉积有爆炸性煤尘而又没有采取隔爆措施的井巷中，发生瓦斯爆炸时必然会导致煤尘爆炸，造成爆炸的传播。彩图 26 所示的是中国重庆清水溪煤尘爆炸试验巷道中局部瓦斯爆炸引起沉积煤尘参与爆炸传播的实测波形，图中蓝色和红色实线分别表示爆炸波和火焰沿巷道轴线传播的轨迹；红色虚线为爆炸温度值随时间的变化；绿色曲线为爆风压随时间的变化；黑色曲线为巷道各测点的爆炸压力值随时间变化的情况。

与瓦斯爆炸的区别 煤尘爆炸是气-固两相流体爆炸，其爆炸感应期比瓦斯爆炸长得多，约高 2 个数量级，所需点火能量也比瓦斯爆炸高很多，爆炸产生的压力和温度比瓦斯爆炸更高；煤尘产生连续爆炸的可能性比瓦斯爆炸大，且产生的 CO 比瓦斯爆炸时产生的多；而结焦性煤尘爆炸时在现场还会留下“粘焦”标志。在煤矿中，当瓦斯与煤尘共存时，煤尘爆炸的敏感性会提高。

认识史 19 世纪前，人们并没有认识到煤尘爆炸这一事实，总是把煤矿中的爆炸都说成是瓦斯爆炸。1803 年英国 Wollsend 煤矿发生爆炸时，发现了煤尘燃烧，人们开始猜疑瓦斯爆炸时煤尘可能参与了爆炸。

1870年英国的科学家开始进行煤尘爆炸的试验研究，并于1876年发表了“在低于爆炸下限的瓦斯空气混合气体中加入煤尘后发生了爆炸”的报告，1876年英山矿山监察局在41m长的巷道中用火药作点火源成功地进行了纯煤尘爆炸试验。H. Hall首先在Biglady斜井中用实验证实了煤尘爆炸现象的存在。1906年，法国无瓦斯涌出的Coullieres煤矿发生了大爆炸，这时，煤尘爆炸的事实才被人们接受。

20世纪初，世界各国的煤炭研究机构，开始对煤尘爆炸现象进行科学的实验研究。1908年，英国首先建立了研究煤尘爆炸传播的钢铁管道。随后，美国在bruceton、波兰在barbara建立了具有实际规模的地下试验巷道，对煤尘爆炸传播以及防止煤尘爆炸传播的措施进行了研究。20世纪60年代以后，进入了对煤尘爆炸进行系统研究的阶段，研究工作主要从2个方面展开：①在实验室内建立一系列装置，研究能够描述不同粉尘爆炸的相对危险性的特征参数，提出了煤尘爆炸浓度限、煤尘爆炸的最低着火温度、煤尘云爆炸的最小着火能量、煤尘的最大爆炸压力和最大爆炸压力上升速率等参数；②在小型和大型煤尘爆炸传播管道及具有矿井实际规模的煤尘爆炸试验巷道中进行了煤尘和瓦斯煤尘爆炸传播的实验研究，认识煤尘爆炸发生与发展的全过程，考察防止煤尘爆炸传播设施抑爆的有效性。中国于1974～1982年期间在重庆建成了煤尘爆炸试验巷道(见煤尘爆炸试验巷道)和爆炸特性实验装置，随后，全面开展了煤尘爆炸实验及防护技术的研究工作。80年代以后，由于计算机技术的发展，高速动态测试技术、摄影技术和非接触诊断技术的应用，对煤尘爆炸传播开展了数值模拟研究，从反应动力学和流体动力学角度对煤尘爆炸传播进行了物理描述。目前，煤尘爆炸已归入气-固两相有化学反应的流体动力学的研究范畴之中，力图建立两相流体燃烧与爆炸理论。

参考书目

厚见利著，《坑内瓦斯炭塵爆發預防论》，厚生莊　振春替東京七二三七二三番，昭和十五年二月二十五日发行。

巴尔特克纳西特著，何宏达译，《爆炸过程与防护措施》，化学工业出版社，1985。

（廖继卿）

meichen baozha gejue

煤尘爆炸隔绝　(isolation of coal dust explosions)　阻止煤尘爆炸传播的技术。是一种利用消焰抑爆剂形成的抑制带，扑灭瓦斯、煤尘爆炸火焰，使抑制带后面的沉积煤尘不再参与爆炸，避免爆炸继续沿巷道传播而酿成全矿井毁灭性的爆炸事故的技术。隔绝煤尘爆炸传播的措施有治理沉积煤尘措施（包括撒布岩粉、巷道连续喷雾洒水、冲洗或清扫巷道沉积煤尘等，见煤尘爆炸预防）、设置隔爆水幕、设置隔爆棚。美国已采用放置于巷道底板由一定数量的装满水的水槽构成的隔爆装置，其是利用爆炸冲击波和爆风的卷吸作用将水槽中的水卷吸出来而成雾分布于巷道中来阻止爆炸传播的。

隔爆棚　有被动式和自动式2种，被动式隔爆棚先于自动式隔爆棚应用于煤矿。目前，被动式隔爆棚应用最为广泛。随着微电子技术的发展，自动式隔爆技术的发展较为迅速，且日趋完善。西班牙、英国、德国、波兰、俄罗斯和中国等国家都研制成功了自动式隔爆棚，并已在井下推广使用。中国《煤矿安全规程》对隔爆棚的设置地点、消焰抑爆剂的用量作了具体规定。

被动式隔爆棚　靠超前于爆炸火焰传播的冲击波和爆风的作用，将隔爆棚装载的消焰抑爆剂扩散开来在巷道中形成抑制带，当爆炸火焰传播到抑制带时，利用抑爆剂的吸热降温和屏蔽热辐射等作用将火焰扑灭，阻止煤尘爆炸传播的设施。按使用的消焰抑爆剂不同分岩粉棚和水棚2种。岩粉棚包括普通岩粉棚和防潮岩粉棚，水棚包括水槽棚和水袋棚。按保护范围不同分为主要隔爆棚和辅助隔爆棚。主要隔爆棚设置于：①矿井主要运输大巷和回风大巷；②相邻采区间的集中运输巷和回风巷；③相邻煤层间的运输石门和回风石门。辅助隔爆棚设置于：①采煤工作面进回风巷；②煤和半煤岩掘进巷道；③采用独立通风并有煤尘爆炸危险的其他巷道。隔爆棚的布置方式有集中布置、分散布置、旁侧布置等几种（见水槽棚）。

自动式隔爆棚　探测到爆炸信号后，能自动、及时地喷出消焰抑爆剂，抑制爆炸发展和阻止爆炸传播的装置。亦称自动隔爆装置。由传感器、控制器和喷撒机构3部分组成（见自动隔爆装置）。

隔爆水幕　利用水幕形成的雾状水在爆炸高温作用下能很快形成密集的“水雾墙”将爆炸火焰的表面与空气中氧隔开、并在蒸发中吸收大量热的特性，阻止火焰蔓延引起沉积煤尘参与爆炸的装置。其隔爆效果主要取决于巷道内水雾的密度和雾状水粒在整个巷道断面上的分布均匀程度，只有当水雾区水雾浓度达到一定数值时，水幕隔爆才有效果。水幕在巷道中的安设位置与岩粉棚、水棚的安设位置基本相同。水幕起动控制装置的安设位置和传动方式根据压力水传输速度和爆炸火焰传播速度而定，要保证水幕区在火焰没有到达之前能形成一道道密集雾墙。

简单的隔爆水幕主要由8～12道梯形管架和120～160个金属喷嘴及利用冲击波自动打开的水源控制装置组成。管架上的喷嘴以45°角分别朝下和斜向暴风传来方向安装。喷雾自动控制部分用铁制迎风板和球形阀门联动。平时迎风板直立，阀门关闭；灾变时迎风板被吹倒，阀门开启，喷嘴喷出大量水雾。水幕的供水一般采用独立的静压水源，静水压不低于0.4MPa。水质要求清洁、无煤渣、无木屑、无水锈等，以免堵塞喷嘴。

消焰抑爆剂 能迅速降低火焰温度并使火焰熄灭的物质。分为液体、粉末状无机盐类（又称干粉）和卤代烷3大类。

液体消焰剂 主要是水和其他消焰物质的水溶液。由于水的热容量很大（比热为4186.8J/(kg·℃)），煤尘爆炸火焰面通过水雾幕时即会迅速降温而熄灭。单纯用水作消焰剂时，扑灭煤尘爆炸火焰的用量为200L/m²。用卤代烷磷酸盐或钾盐等的水溶液作消焰剂时，可提高抑爆效果，减少消焰剂的用量。

干粉消焰剂 以无机盐类为基料，辅以添加剂加工而成的粉末状固体物质。防潮剂、流动促进剂、防结块剂统称为添加剂，其总含量不超过10%。干粉消焰剂要有好的流动性，含水量小于0.2%，不结块，粒度分布应全部通过100号筛，80%通过340号筛，比表面积为3500～4500cm²/g，不含有毒物质。干粉消焰剂的种类很多，按不同基料和使用范围可分为ABC干粉、BC干粉和岩粉。ABC干粉通常以硫酸二氢铵$NH_4H_2PO_4$、磷酸氢铵$(NH_4)_2HPO_4$、磷酸盐等为基料，用于抑制瓦斯、煤尘和可燃性液体的爆炸火焰。BC干粉一般分为以K_2CO_3、$KHCO_3$等为基料的钾盐干粉和以Na_2CO_3、$NaHCO_3$为基料的钠盐干粉。ABC和BC干粉的抑爆机理是：①干粉与惰性气体形成的混合粉雾与燃烧着的煤尘充分接触时，干粉微粒将火焰中产生的活性基团（H^-、OH^-）吸附在表面上，并发生化学反应生成不活泼的水，使火焰燃烧链发生断裂；②大量干粉与煤尘云混合时，阻隔了火焰向未燃烧的煤尘辐射热量；③反应中生成的水蒸气等不可燃物质连同干粉微粒一起稀释了空气中的氧浓度。岩粉的主要成分是碳酸钙$CaCO_3$，比热容为808.05J/(kg·℃)。岩粉中游离SiO_2的含量不能超过5%。岩粉主要是通过吸热作用来实现抑爆的；且岩粉微粒可以屏蔽火焰的热辐射。抑爆时岩粉的用量比其他干粉的用量大得多，一般为200kg/m³，是ABC粉用量的10倍。在众多的干粉消焰剂中，ABC粉的抑爆效果最好，岩粉最差。

卤代烷消焰剂 这类消焰剂的种类繁多，常用的有二氟一氯一溴甲烷CF_2ClBr，三氟一溴甲烷CF_3Br。卤代烷是一种高效能的消焰剂，它是通过受热产生的中间基团断裂火焰的燃烧链实现抑爆的。

目前，卤代烷已在地面消防中得到比较广泛的应用，用于煤矿中扑灭瓦斯、煤尘爆炸火焰还处于实验研究阶段。卤代烷单独使用或与其它消焰剂配合使用的抑爆效果均比水和干粉消焰剂好。卤代烷是一种有毒物质，在煤矿井下使用还需解决一系列的技术问题。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

史富川等编，《矿井综合防尘技术与管理》，煤炭工业出版社，1994。

（周莫邦 廖继炳 辛广龙）

meichen baozha shiyan hangdao

煤尘爆炸试验巷道 (coal dust explosion test gallery) 专供进行煤尘爆炸试验及进行防止煤尘爆炸（防爆）和隔绝煤尘爆炸传播（隔爆）技术措施研究的大型爆炸实验设施。煤矿应用的防爆、隔爆技术措施均在爆炸试验巷道（或管道）中进行检验。

煤尘爆炸试验巷道起源于18世纪末到19世纪初期，由于在采煤业不断发展的同时煤尘爆炸事故不断发生，许多国家相继建立了研究煤尘爆炸的试验巷道：英国的阿鲁托夫茨试验巷道的使用期为1886年到1907年，澳大利亚于1891年建立了试验巷道，波兰1926年建立了巴尔巴拉（Barbara）试验巷道，美国匹茨堡（Pittsdurgh）试验巷道建于1908～1910年；随着研究的不断深入，试验巷道也不断发展，许多国家已建立了具有实际规模的煤尘爆炸试验巷道，英国的巴克斯顿（Buxton）试验巷道长约366m，日本九州试验巷道长约400m，波兰巴尔巴拉（Barbara）试验巷道长约400m，美国布鲁斯顿（bruceton）试验巷道长约430m，德国的特雷莫尼亚（Tremonia）试验巷道长约700m。

中国的煤尘爆炸试验巷道于1974年10月开工，1982年元月竣工，位于四川省重庆市煤炭科学研究总院重庆分院。试验巷道进口地面标高为+309m，出口地面标高为+404m，全部通过砂岩层；由两部分组成，一部分是主体工程爆炸试验巷道及配套系统，是实际进行煤尘爆炸的场所，通过制造煤尘爆炸及其传播的条件，模拟煤矿井下煤尘爆炸的实际状态，用于研究防止煤尘爆炸及传播的技术措施，另一部分是爆炸参量测试系统，通过测定爆炸试验过程中的各项参数来了解及研究煤尘爆炸现象和规律及爆炸防护技术的可靠性。已进行过约900次爆炸试验。

中国煤尘爆炸试验巷道结构 巷道全长896.4m，

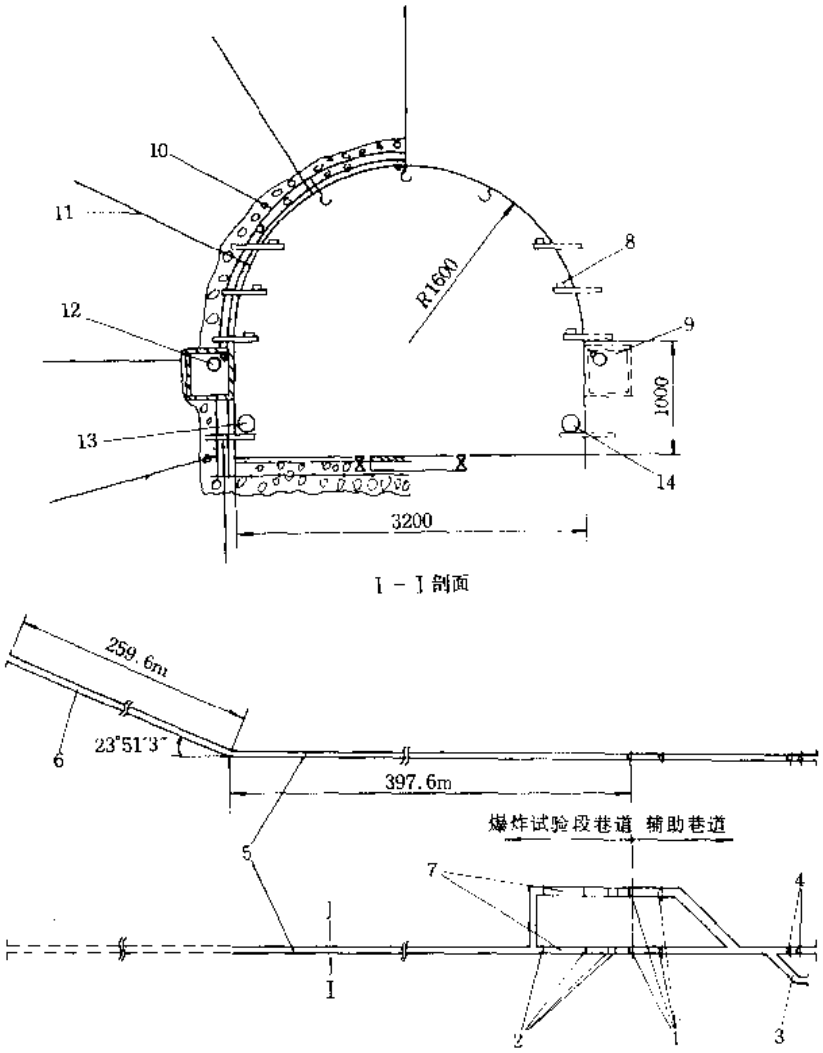


图 1 中国煤尘爆炸试验巷道布置图及爆炸试验段巷道断面图

1—隔爆门；2—瓦斯密封圈；3—引风巷；4—风门；5—平巷；6—斜巷；7—起爆室；8—煤尘架；9—壁龛；10—钢筋网；11—锚杆；12—测试电缆管；13—风管；14—水管

其中爆炸试验段巷道长 711.6m、断面面积 7.2m²，辅助巷道长 184.8m，断面面积 6.2m²，均为半圆拱形巷道。试验段巷道中有平巷 452m（其中直线巷道段长 397.7m）、倾角为 23°51′3″的倾斜巷道 259.6m。为了抗内爆，爆炸试验段采用独特的锚杆、双层钢筋网、喷射混凝土的联合支护方式，设计耐爆能力为 1MPa；辅助巷道部分为一般混凝土和料石支护。爆炸试验段的起始端设置有双层隔爆门，起爆室位于爆炸试验段的起始端；当隔爆门关闭后，就成为一端封闭、一端开放，从封闭端向开放端传播爆炸的试验巷道。起爆室有两处，设置在巷道的直线部分的起始端和拐弯部分的起始端。起爆方式通常采用瓦斯起爆，也可采用煤尘直接起爆。瓦斯起爆的等级有 30m³、50m³、100m³、200m³4 种容积的瓦斯起爆能量；起爆瓦斯浓度可在瓦斯爆炸浓度范围内任意设定，并通过搅拌系统形成均匀浓度的起爆瓦斯。试验巷道内部设置有煤尘架、顶梁、挂钩及一些固定装置等，用来铺设煤尘和设置各种隔爆措施。爆炸试验段中每隔 20m 在巷道的两侧壁内对称设置有测试壁龛盒，用来安设爆炸参量测试系统的一次仪表和信号传输设备等，通过铺设在壁龛间的电缆管内的电缆传输至地面测试室。如图 1 所示。

中国煤尘爆炸试验巷道参量测试系统 建立于 1976～1982 年，当时的系统为多路、双通道调频调幅传输系统，由时间程序自动控制的主控制台、电磁式光线示波器、数字磁带机、模拟磁带机组成；1988～1989 年对系统进行了改造，将原系统的主控制台改为微机控制，并增加了数码传输系统和电平直接传输系统；1989～1990 年增建了对测试（测压）系统和传感器进行动态标定的激波管和爆炸温度传感器进行标定的中温黑体炉。目前是一套由计算机集中控制，3 种传输方式并列运行的快速、多点、分散检测设备。可以观测和研究试验巷道中瓦斯煤尘爆炸的传播过程和防隔爆设施阻止爆炸传播的作用过程，考察和检验防隔爆设施的抑爆效果。检测的参量主要有煤尘爆炸压力、爆炸温度、爆炸波速度、爆风速度、爆炸火焰速度和火焰前被爆炸波卷吸起来的煤尘浓度。

测试系统的功能 ①检测爆炸压力、火焰速度、爆炸波速度沿 710m 长巷道的量值变化，以及爆炸压力、爆炸温度、爆风速度等参量值随时间的变化；②检测火焰前方被爆炸波卷扬、扩散而形成的煤尘云的浓度值及其分布；③自动采集爆炸前后巷道中的气样；④对爆炸火焰的发展、防隔爆设施的动作过程进行自动摄影；

⑤对所测试的爆炸参量的结果进行自动存贮、处理和显示；⑥对实验过程进行自动程序控制。

测试系统的组成　由一次性仪表（包括各类参量传感器、阻抗变换器）、信号传输设备（包括遥测仪、接收机、数据采集仪、传输电缆、电缆驱动器和宽频带直流放大器）、信号记录处理设备（电磁式光线示波器、计算机、MD7100－SM2100 波形采集分析机）和时间程序控制器等部分组成，如图 2 所示。系统一次可测量的参数为 78 个，44 个为模拟量、34 个为离散量，分散在巷道侧壁上的 34 个测点上进行测量。系统的控制指令数目为 14 条，时间控制总容量为 20s。19 个火焰信号的到达地址依传播顺序实时显示在控制台的面板上。

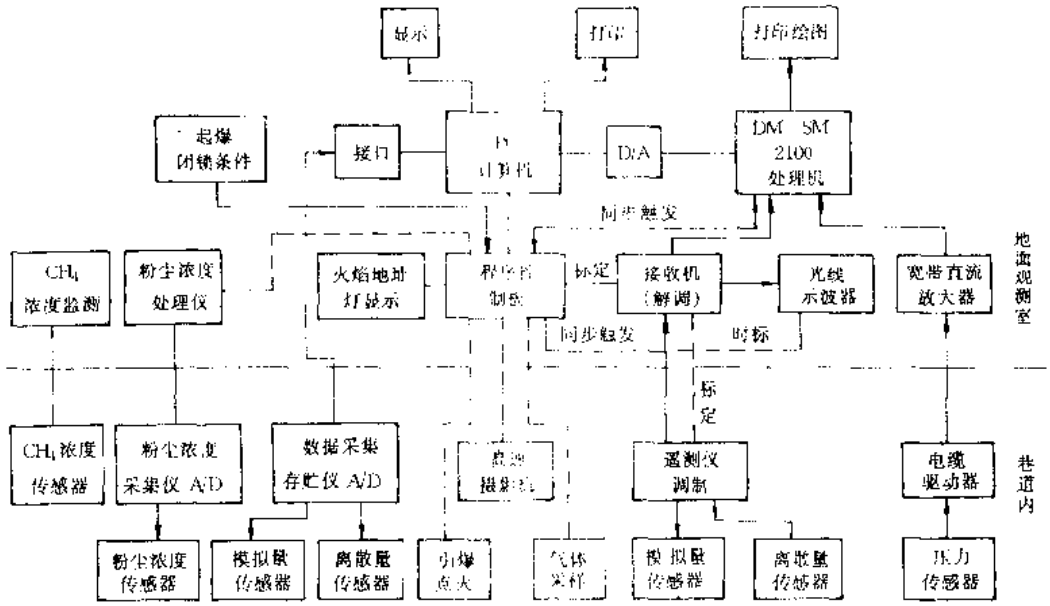


图 2　中国煤尘爆炸试验巷道爆炸参量测试系统

信号传输方式　有调频调幅传输、数码传输、电平直接传输 3 种方式，在实验中可以同时使用，也可以只使用其中一种。

调频调幅传输方式　由 18 台两通道遥测仪、3 台六通道接收机、3 台电磁式光线示波器完成，可同时在 18 个测点上测量 18 个模拟量和 18 个离散量。爆炸压力、爆炸温度、爆风速度等物理参量的变化由相应的传感器转变成电压信号以模拟量方式输入位于巷道内的遥测仪调频（中心频率为 10.5kHz）；火焰、爆炸冲击波由相应的传感器转变成电压信号送入同一台遥测仪中整形监控调幅（载波频率为 50kHz），调制信号相加后，由一对电缆平衡传输到地面接收机中进行放大，解调还原成电压波形和火焰脉冲波形后记录在光线示波器上，并输入到 DM－SM2100 波形分析机进行存贮和处理。18 个火焰信号按到达各测点的先后顺序以灯光实时显示在控制台上。仪器的自检、测量同步信号和时标均由微机给出。

数码传输方式　由 8 台四通道数据采集仪和 PC 微机完成，可同时测量 16 个模拟量和 16 个离散量。实施时，由传感器输出的信号，先经 A/D 转换成数码存贮在巷道内的数据采集仪的内存中，实验结束后，地面微机通过电缆驱动器与巷道内的数据采集仪通讯传送数码，存入微机内存，并自动存入磁盘，按预置程序进行处理、显示和打印输出，16 个火焰地址信号重新显示在控制台的显示灯上，压力等模拟量再经 D/A 转换送入 DM－SM2100 波形解析机中，进行分析和模拟作图。数据采集仪的 A/D 转变时间为 0.04ms，分辨率为 8bit，存贮容量为 64K，具有采集延时可调和掉电保护功能。

电平直接传输方式　由 2 台电缆驱动器、1 台两通道宽频带直流放大器和 DM－SM2100 波形分析机完成。压力传感器的输出电压经电缆驱动器进行功率放大后，由屏蔽电缆送到地面的宽频带直流放大器放大，存贮在 DM703 数据采集存贮器中，并由 SM2100

波形分析机进行处理。宽频带直流放大器的带宽为0～200kHz，DM703的A/D转换时间为50ms，分辨率为10bit。

录录机 有1台500幅/s的高速摄影机和1台1000幅/s的高速录像机组成，可以对爆炸和抑爆过程进行图像记录、实现瞬变过程的重现。

爆炸参量传感器 有爆炸压力传感器、爆炸温度传感器、爆风速度传感器、爆炸速度传感器、火焰传感器和爆炸粉尘浓度传感器。

爆炸压力传感器 有半导体固体传感器、压电晶体压力传感2种。传感器的固有振荡频率应高于煤尘爆炸压力变化的上限频率7～10倍，以致更高；或是爆炸压力正压作用时间的1/1000，以致更小。传感器的阻尼比不应低于0.1，也不宜大于1，理论上应接近于0.7。

爆炸温度传感器 使用红外光谱辐射测温传感器，测量方法是非接触红外测温法。传感器的测量光谱应选在煤尘爆炸火焰辐射通量发射最强的波长上，且为小视场角，使爆炸火焰相对这个视场为扩展光源。测量原理基于普朗克（Planck）光谱辐射定律。

爆风速度传感器 有应变式舌簧风表和冲压皮托管2种。爆风速度用下式计算：

用冲压皮托管测量时 $u=\sqrt{2p_d/c\rho}$

用舌簧风表测量时 $u=\sqrt{2F/c\rho S}$

式中u为爆风速度，m/s；p_d为动压力，Pa；c为阻力系数；ρ为含尘气体密度，kg/m³；F为作用在舌簧上的力，N；S为舌簧的受力面积，m²。

火焰传感器 为红外光学传感器，用来测量火焰速度，要成对使用，通过测量爆炸传播路径上，火焰面通过已知距离的两点间的时间增量，而求算得出。

爆炸粉尘浓度传感器 基于鲍奎尔－毕尔－朗伯特（Bouguer－Beer－Lambert）原理做成的光学传感器，通过测量通过一定光程长的含尘空气光的透过率用下式计算粉尘浓度：

$$C_m=\frac{-2\rho d_s}{3hQ_{ext}}\ln T$$

式中ρ为粉尘粒子密度；C_m为粉尘浓度，g/m³；d_s为粉尘的面积平均直径，mm；h为光程长，mm；Q_{ext}为粉尘的消光系数；T为光的透过率，量纲为1的量。

（廖继卿 王 陈）

meichen baozha texing

煤尘爆炸特性 （characteristic of coal dust explosion） 表征煤尘着火爆炸时诸种性质的特性值。用于认识和评价煤尘发生爆炸的危险性和发生爆炸后的危害程度。是煤尘爆炸机理研究的重要内容，也是煤矿安全生产管理的依据。一般用反映煤尘云着火难易程度的着火敏感度和反映煤尘爆炸时的猛烈程度的爆炸剧烈度2方面的特性值来表示。煤尘着火敏感度由煤尘云爆炸下限浓度（见煤尘云爆炸浓度）、煤尘云着火温度（见煤尘着火温度）、煤尘云着火能量（见煤尘云着火能量）和煤尘层电阻率（见煤尘层电阻率测定装置）等参数来表征。煤尘爆炸剧烈度由煤尘爆炸压力、爆炸压力上升速率等参数来表征。

研究史 美国矿业局在对煤尘爆炸特性值进行大量试验研究的基础上，于1962年提出了评价煤尘爆炸危险性和进行危险性分级的爆炸指数综合分级法，在世界上被广泛应用了20多年；由于其本身存在的缺点和问题，国际标准化组织（International Standardization Organization，ISO）在各国研究的基础上，于1985年颁布了ISO6184/1标准，提出了可燃粉尘K_{max}爆炸指数分级法，并规定了测试装置。国际电工委员会（International Electrotechnical Commission，IEC）也于1990年起草了可燃粉尘危险性分级法，并提出了标准试验方法和测试装置。日本粉体工业技术协会于1991年颁布了该协会APS002标准，规定了2种试验方法、测试装置和分级标准。中国煤炭行业对煤尘爆炸特性的研究始于20世纪80年代前期；1989年国家粉尘防爆标准化技术委员会组织煤炭科学研究总院重庆分院、中国科学院力学研究所、冶金部武汉安全环保研究院和东北大学4个单位开始了包括煤尘在内的可燃性粉尘爆炸危险性分级的研究。

美国矿业局爆炸指数评价法 美国矿业局匹兹堡安全技术研究中心对煤尘爆炸性进行长期研究后总结出的一套评价煤尘爆炸危险性的方法。该方法用1.20L哈特曼爆炸试验装置（见哈特曼爆炸试验装置）测定煤尘云的爆炸下限浓度和煤尘云最小着火能量，用哥德伯特－格林沃尔（Godbert－Greenwold）试验炉测定煤尘云最低着火温度（见哥德伯特－格林沃尔试验炉），用规格尺寸与哈特曼爆炸试验装置相同的钢制密闭耐压型爆炸试验装置测定爆炸压力，由记录下来的爆炸压力变化曲线计算出爆炸压力上升速率。

根据测得的数据，在计算出爆炸指数的基础上对煤尘的爆炸危险性进行评价和分级（见表1）：

$$\text{爆炸指数}=(\text{着火敏感度})\times(\text{爆炸剧烈度})$$

$$\text{着火敏感度（相对值）}=\frac{\text{匹兹堡煤尘的}\left(\text{最小着火能量}\times\text{爆炸下限浓度}\times\text{着火温度}\right)}{\text{被试煤尘的}\left(\text{最小着火能量}\times\text{爆炸下限浓度}\times\text{着火温度}\right)}$$

$$\text{爆炸剧烈度（相对值）}=\frac{\text{被试煤尘的}\left(\text{最大爆炸压力}\times\text{最大爆炸压力上升速率}\right)}{\text{匹兹堡煤尘的}\left(\text{最大爆炸压力}\times\text{最大爆炸压力上升速率}\right)}$$

表 1 爆炸指数与相对危险等级

相对危险等级	着火敏感度	爆炸剧烈度	爆炸指数
弱	<0.2	<0.5	<0.1
中等	0.2～1.0	0.5～1.0	0.1～1.0
强	1.0～5.0	1.0～2.0	1.0～10
剧烈	>5.0	>2.0	>10

这种评价方法所用指标是以被试煤尘的各种特性值与匹兹堡煤尘的爆炸特性值比较而得出的相对特性值，是建立在对匹兹堡煤尘进行大量试验研究基础上的比较体系，因而在应用这种方法时，必须确定符合本国实际的比较标准。对作为比较标准的煤尘应进行大量的试验研究，以充分了解这种煤尘的爆炸特性。

国际标准化组织（ISO）评价方法 1985 年颁布的评价可燃粉尘爆炸危险性程度的 ISO6184/1 标准规定的方法。试验装置是容积为 1m³ 的近似于球形的爆炸试验容器（见 1m³ 爆炸试验装置）。该容器的直径为 1.08m，长度为 1.08m；标准点火能量为 10kJ。用该装置测定最大爆炸压力并计算求得最大爆炸压力上升速率，并根据巴特克里克特（Bartknecht）等提出的立方根原则求出爆炸指数 K_{max}

$$K_{max}=\left(\frac{dp}{dt}\right)_{max}\cdot V^{\frac{1}{3}}$$

式中 K_{max} 为爆炸指数，bar·m/s；V 为爆炸试验装置的容积，m³；$(dp/dt)_{max}$ 为最大爆炸压力上升速率，bar/s。

按照 K_{max} 值的大小，将可燃粉尘的危险性分为 3 级，见表 2。

表 2 爆炸危险性等级

级 别	K_{max}/（bar·m s⁻¹）
1	<200
2	≤300
3	>300

用其它爆炸试验装置测定求算 K_{max} 值时，测得的结果与 1m³ 标准试验装置测得的结果之差应小于±20%。从经济角度出发，各国多用 20L 爆炸试验装置进行爆炸特性值的测定。研究证明，1m³ 与 20L2 种爆炸试验装置测得的结果比较一致，所以，1m³ 标准试验装置大多只作验证用。

这种评价方法只涉及粉尘的爆炸剧烈程度。根据 K_{max} 值和泄压时的最大爆炸压力 P_{redmax} 可从诺谟图上求出需要进行泄压保护的筒仓、大型成套设备等有粉尘爆炸危险的包围体的泄压面积。该参数可供设计部门确定厂房、筒仓等包围体安全防护措施时使用。

中国煤炭科学研究总院重庆分院的研究指出，用这种方法评价煤尘的爆炸危险性时，煤尘均属弱爆炸性粉尘；而煤矿发生煤尘爆炸事故时，往往具有连续传播爆炸的特点，而且一次比一次强烈，出现压力叠加，这种方法却反映不出这一特点。煤矿多为瓦斯矿井，瓦斯与煤尘共存的现象比较普遍，这种条件下 2 者的爆炸下限浓度均要降低，着火的危险性增大，因此，对煤尘而言，从着火敏感度来划分危险性等级更符合煤矿实际。故这种评价方法只宜用于以粉煤为原料或燃料的工厂。

国际电工委员会（IEC）的评价方法 用粉尘着火敏感性各特性值来评价粉尘爆炸危险性的方法。主要为设计、制造在可燃性粉尘环境中使用的电气设备提供安全依据。IEC 爆炸性环境用电气设备委员会（T31）可燃粉尘场所用设备分委员会（31H）提出了恒温热表面上粉尘层最低着火温度测试方法、恒温炉内粉尘云最低着火温度测试方法，粉尘云爆炸下限浓度测试方法，粉尘层电阻率测试方法，粉尘云最小着火能量测试方法和可燃性粉尘危险性分级等 6 个标准，并推荐用 20L 球形爆炸试验装置测定粉尘云最小着火能量和爆炸下限浓度（见 20L 爆炸试验装置），用哥德伯特－格林沃尔炉测定粉尘云最低着火温度（见哥德伯特－格林沃尔试验炉），用金属圆盘式粉尘层着火温度测定仪测定粉尘层着火温度（见煤尘着火温度），用比电阻率测定装置测定粉尘电阻率（见煤尘层电阻率测定装置）。IEC 根据上述参数提出了可燃性粉尘爆炸危险性评价和分级标准（表 3）。

这种评价方法只提醒人们注意各种可燃粉尘的危险性，明确了被处理的粉尘是在危险界限的哪一边；但这些分界线是根据粉尘爆炸研究人员长期积累的经验得出的，虽可以满足电气设备的设计和使用的需要，但“－”号有时容易使人产生错觉，错误地认为在“－”号一边即为安全。此外，粉（煤）尘爆炸的因素很复杂，不危险的粉尘往往在某种条件下会变得危险，但这种方法并未包括这些因素。

日本粉体工业技术协会评价方法 1991 年颁布的日本粉体工业技术协会标准 APS002 中规定的可用于测定粉尘爆炸特性值的 2 种粉尘爆炸试验装置及提

表 3 可燃性粉尘爆炸危险性等级

+	−
电阻率<10^5 Ω·cm	电阻率≥10^5 Ω·cm
粉尘云着火温度<400℃	粉尘云着火温度≥400℃
粉尘层（5mm）着火温度<300℃	粉尘层（5mm）着火温度≥300℃
粉尘云着火能量<15mJ	粉尘云着火能量≥15mJ

注："+"表示此种粉尘的此种燃烧性质需特别注意。
"−"表示此种粉尘的此种燃烧性质不需要特别注意或者此种粉尘的此种燃烧性质不能用指定的方法测出。

出的对应于 2 种方法的评价和分级标准。

一种是 1.2L 哈特曼爆炸试验装置（见哈特曼爆炸试验装置）；另一种是筛落式粉尘爆炸试验装置，其动作原理是用打击棒打击振动筛子，让装在筛子内的粉尘落入爆炸试验筒内形成粉尘云，用这种装置可以进行爆炸下限浓度和最小着火能量等参数的测定。APS002 标准规定用这 2 种装置测得的粉尘爆炸下限浓度来评价和划分粉尘爆炸的危险性，并提出了分级标准。用哈特曼爆炸试验装置测定的数据进行危险性评价时，按表 4 分级。

表 4 危险性分级

爆炸下限浓度/（g/m^3）	爆炸性
100 以下	高
100～200	中
200 以上	低

注：当粉尘云浓度达到 500g/m^3 仍不爆炸时，可以把这种粉尘看作不爆炸或无爆炸性。

用筛落式粉尘爆炸试验装置测定的数据进行危险性评价时，其分级标准见表 5。

表 5 危险性分级

爆炸下限浓度/（g/m^3）	爆炸性
35 以下	大
35～100	中
100 以上	小

注：当粉尘云浓度达到 250g/m^3 仍不爆炸时，可以把这种粉尘看作不爆炸或无爆炸性。

参考书目

榎本兵治，《粉じん爆発》，オーム社，1991。

ISO，International standardization organization International Standard 6184/1，1985.

IEC 31H，Dust Layer on a heated Surface at a Constant temperature (draft)，1991.

IEC 31H，method for determining the minimum Ignition temperamures of Dust，1993.

K·N·Palmer，《Dust Explosions and Fires》，丸善株式会社，1981.

（卢鉴章）

meichen baozha yingxiang yinsu

煤尘爆炸影响因素 （influence factor for coal dust explosion） 有煤尘自身性质和环境条件 2 个方面的因素。其影响表现为能否使煤尘发生爆炸和爆炸的剧烈程度。煤尘自身性质包括挥发分含量、水分含量、不燃物含量、粒度组成和煤尘云浓度等。环境条件包括氧气的浓度、瓦斯含量、环境温度和环境压力等。

煤尘自身性质 在煤尘自身性质中，有的因素能提高煤尘爆炸危险性，有的因素则起到抑制和减弱爆炸危险性的作用，掌握煤尘自身性质是制定防尘和抑制、阻止煤尘爆炸及其传播的基础。煤层注水增加煤的水分可以减少煤尘产生量；隔爆水槽可以阻止煤尘爆炸的传播；撒岩粉和布置岩粉棚增加煤尘中不燃物含量可以防止煤尘爆炸的产生及其传播；清扫积存煤尘和喷雾洒水，可以减少煤尘云的产生，避免煤尘爆炸。

煤尘挥发分 决定煤尘有无爆炸性和爆炸强度的主要因素。

中国的学者研究指出：煤尘可燃挥发分 V_{daf}<10%的煤尘基本上没有爆炸性，只有阳泉、萍乡个别煤矿的煤尘例外。其 V_{daf}虽然分别为 9.78%和 9.65%，仍属有弱爆炸性的煤尘，这一类均属无烟煤；V_{daf}在 10%～15%之间的煤尘有弱爆炸性，抑制这种煤尘着火所需的岩粉用量在 20%～40%之间，这一类煤尘属于贫煤；V_{daf}>15%的煤尘均有爆炸性，这类煤尘分为 2 类：V_{daf}在 15%～28%之间的煤尘试验中产生的火焰较短，一般只有 20～80mm，但抑制这种煤尘着火所需的岩粉用量高达 50%～80%，说明这类煤尘具有强烈爆炸性，属焦煤、焦肥煤；而 V_{daf}>28%的煤尘，着火时火焰长度可达到 100～400mm，抑制这种煤尘着火的岩粉用量为 50%～80%，说明这类煤尘既容易着火又有强爆炸性，这类煤尘属于气煤、长焰煤和褐煤。因此，挥发分含量高、变质程度低的煤尘爆炸性强；随着

挥发分含量减少、变质程度增高，爆炸性减弱。原苏联的研究指出：挥发分大于15%的煤尘均有爆炸性，还建议把挥发分值6.21%作为煤尘不爆的临界值。其它国家也用挥发分含量来衡量煤尘是否具有爆炸性：德国把挥发分大于14%、比利时把挥发分大于14%（有时大于12%）、法国把挥发分大于14%或16%、美国把挥发分大于10%、英国把挥发分大于15%、日本把挥发分大于11%的煤尘作为有爆炸危险的煤尘对待。

水分含量　水不仅在被蒸发时要吸收大量热量，而且还具有促进煤尘结团的作用，它可以使细小的尘粒相互粘结成大煤粒，一方面降低了煤尘的飞扬能力，另一方面也提高了煤尘云的着火能量，使煤尘云着火变得困难。所以煤尘所含水分有减弱和阻碍煤尘云着火和爆炸的性质。图1所示是水分对煤尘云着火能量的影响情况。

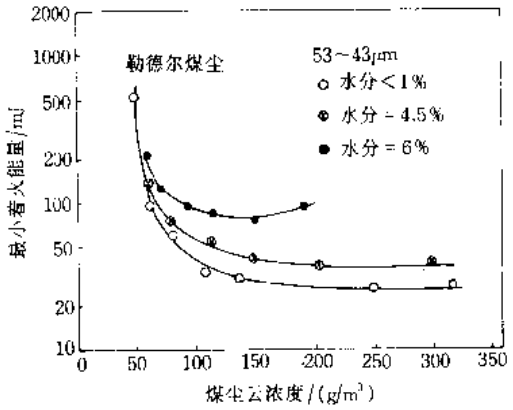


图1　水分对煤尘云着火能量的影响

从图1中看出，随着水分的增加，煤尘云着火能量逐步增高，当水分达到5%～6%以后，其影响程度变得十分显著；水分的增高还提高了煤尘的爆炸下限浓度。各国都把水作为消焰剂用来防止煤尘爆炸。抑制煤尘爆炸所需的水分含量与煤尘挥发分含量有关，挥发分含量高的煤尘，抑制着火爆炸所需水分含量也高。着火源强弱对抑制煤尘着火爆炸必须的水分也有影响：放电火花作为着火源时，抑制煤尘着火所需水分含量是16%；在煤尘爆炸试验巷道内用瓦斯爆炸作为着火源时，水分值高达48%时才能起到抑制作用。煤尘所含水分只对引燃过程中的煤尘着火起阻碍作用，当爆炸已经发生时，它所起的作用就很微小了。

不燃物含量　不燃物有煤尘组分中的灰分和为了防止煤尘爆炸而撒布的岩粉2种。由于不燃物质能吸收煤尘燃烧时放出的热量，起冷却和阻挡热量传播的作用，因而可抑制煤尘着火和爆炸的发生，这是岩粉法防止煤尘爆炸和传播爆炸的基础和依据。

图2是日本石浜涉得到的灰分与爆炸下限的关系曲线，根据这一关系可推算出抑制煤尘爆炸的最大灰分值$A_{s,m}$（见煤尘云爆炸浓度）。从添加不燃性岩粉抑制煤尘爆炸的研究出发，得出的抑制煤尘爆炸的最大灰分值$A_{s,m}$和岩粉法中抑制爆炸的最大岩粉混合率R_m的关系为：

$$A_{s,m}=57.6-\frac{1.45\times10^2}{R_m-36.15}$$

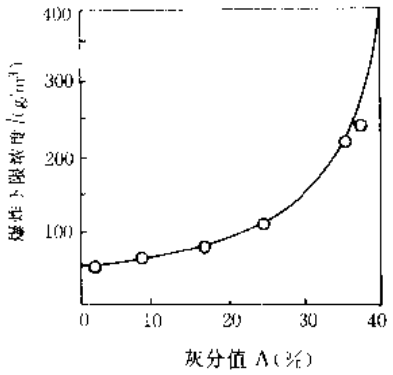


图2　灰分与爆炸下限的关系

抑制煤尘爆炸的最大岩粉混合率R_m受煤尘挥发分含量及粒径的影响，挥发分含量越高，岩粉混合率越高；煤尘粒径越小，岩粉粒径越大，岩粉混合率变大，其关系式为：

$$R_m=2.21\times10^{-2}V\left(\frac{h_1}{d_c-h_2}+h_3\right)$$

$$h_1=6.90d_c^2-3.90d_c+1.97\times10^{-2}$$

$$h_2=4.28\times10^{-3}-\frac{8.56\times10^{-6}}{1.60\times10^{-2}-d_c}$$

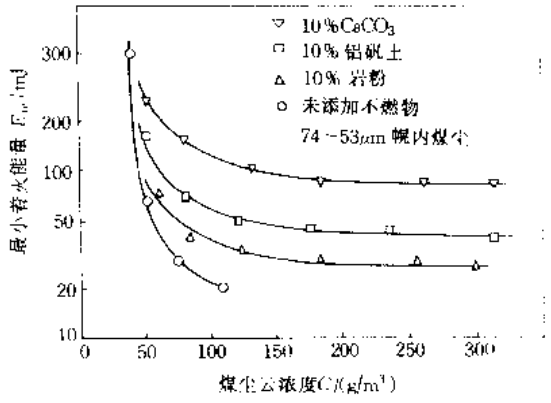
$$h_3=1.35\times10^5d_c^2-4.41\times10^3d_c+97.0$$

式中V为挥发分，%；d_r为岩粉粒径，mm；d_c为煤尘平均粒径，mm。

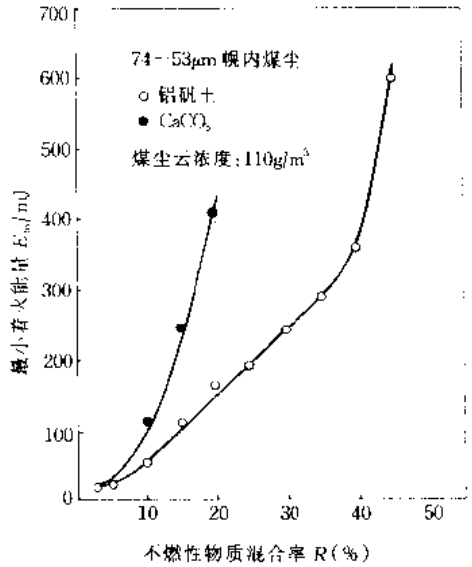
在煤尘爆炸试验巷道内进行撒布岩粉抑制煤尘爆炸的试验研究中发现，岩粉的添加对煤尘爆炸的火焰速度有较大影响，火焰速度随岩粉量的增加而减小。当着火源很弱时，岩粉对火焰速度的影响不太明显；当着火源强度较大时，岩粉对火焰速度的影响较大；添加5%的岩粉时，火焰速度比纯煤尘爆炸时的火焰速度减少20%～60%；添加40%岩粉时，火焰速度减少50%～90%。其它的试验表明，抑制煤尘爆炸所必须的岩粉添加率是88%。中国《煤矿安全规程》对不同情况下的岩粉撒布量作了具体规定。

不燃物的不同成分和粒径抑制爆炸的效果是不同

的。图 3*a* 给出了同样的添加比例、不同的不燃物粉剂对煤尘云最小着火能量的影响情况；图 3*b* 给出了 2 种不燃物粉剂的不同添加比例对煤尘云最小着火能量的影响情况。从图 3*a* 看出，微细的纯 $CaCO_3$ 粉末的抑制效果最好，显微镜下观察到 $CaCO_3$ 粉剂附着在煤粒表面，起到了良好的阻挡热传递的作用；铝钒土粉剂虽然也是微细粒子，但它不附着在煤粒表面，抑制效果较差。由图 3*b* 看出，微细的 $CaCO_3$ 粉剂添加率达 20%左右时就大大提高了混合粉尘的最小着火能量，而铝钒土粉剂则需要添加 40%以上才能达到同样效果。



(*a*) 不同粉剂的影响



(*b*) 不同混合率的影响

图 3 不燃物粉剂对着火能量的影响

波兰采布尔斯基在煤尘爆炸试验巷道内研究防止煤尘爆炸所必须的岩粉用量时得出的关系式为：

$$Z=\frac{S}{100-S}=AF+B,$$

式中 Z 为爆炸性系数；S 为防止煤尘爆炸所必须的岩粉量，%；F 为煤尘的比表面积，cm^2/g；A 为常数，大部分煤尘为 5.8×10^{-4}；B 为常数，根据分散条件定，取 −0.24 或 −0.78。

煤尘粒度 决定煤尘爆炸性的主要因素之一。中国和原苏联的研究都指出，粒径在 1mm 以下的煤尘都能参与爆炸，但爆炸的主体是粒径小于 75μm 的煤尘。在一定粒度范围内，小于 75μm 的煤尘占的数量越多，煤尘爆炸性越强；但不呈线性关系。小于 75μm 的煤尘量达到 70%～80%后，煤尘的爆炸性不再增强，且如果粒径进一步减小，容易产生粒子间的凝并现象，粒子将相互结合而降低飞扬能力，将影响煤尘的爆炸性。

德国黑尔维希用 40L 爆炸试验罐进行的不同炭化程度和粒度等级的煤尘的爆炸性试验表明：瘦煤煤尘的最适爆炸粒径范围是 10～20μm、肥煤煤尘为 20～60μm、气煤煤尘为 10～40μm。D. Rech 通过试验罐的小型试验和 φ1.8m，长 200m 的铁管的大型试验证实；最适粒径是不存在的，且指出，煤尘爆炸压力随粒度减小而增大。

煤尘云浓度（见煤尘云爆炸浓度）

环境条件 包括氧气含量、可燃气体含量、环境压力、环境温度等因素，其直接影响着煤尘爆炸是否会发生、传播及爆炸强度的大小。

氧气含量 空气中氧含量的变化对煤尘云的着火性和爆炸性均有影响。在富氧条件下，煤尘云着火温度大大下降，以小于 75μm 的煤尘为例，煤尘云在富氧条件下的着火温度比空气中的着火温度低 300℃左右；环境空气中氧气的减少，煤尘云的着火温度、最小着火能量将上升，爆炸压力和压力上升速度将下降，且一般情况下，在不存在其他可燃气体时氧气浓度小于 18%时，煤尘将失去爆炸性。图 4 给出了小于 75μm 的煤尘云着火温度同氧气浓度的关系。在处理煤尘爆炸事故

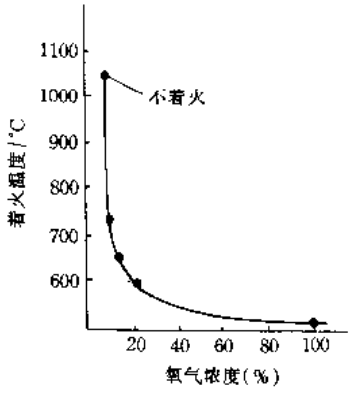


图 4 氧气浓度与煤尘云着火温度的关系

时，封闭灾区、断绝供氧可以避免连续爆炸的发生。

瓦斯 （见煤尘云爆炸浓度）

环境温度 环境温度的升高使煤尘和周围温度超过常温时，不仅可促使化学反应速度增大，而且高温还会使煤尘含有的水分迅速蒸发，使煤尘飞扬性变好，既降低了水分抑制爆炸的作用，更有利于传播爆炸，将促使煤尘爆炸更加剧烈。

爆炸的最高温度决定于燃烧反应的生成物，它受生成气体分子分解的限制。如果环境温度使初温升高，爆炸反应的最终温度对初温的比例将降低，反应的最终压力对初压之比也要减小。用密闭容器测定最大爆炸压力时，如果初压一定，容器的初温越高，最大爆炸压力就越低；但初温的升高，将加剧煤尘的燃烧程度，压力上升速度将比低温混合物情况下的压力上升速度大。

环境压力 在密闭容器内研究煤尘爆炸性时发现，容器内的压力状态对煤尘爆炸浓度有影响，对煤尘爆炸产生的压力和压力上升速度也有影响。容器内的初压对最大爆炸压力和最大压力上升速度的影响，可用下式表示：

$$p=p_0\ (1+0.75p_i/p_a)$$

式中 p 为最大爆炸压力，MPa；p_0 为大气压条件下用该容器测得的最大爆炸压力，MPa；p_i 为初压，kPa；p_a 为大气压力，kPa。

最大压力上升速度可用下式表示：

$$(\mathrm{d}p/\mathrm{d}t)_{max}=A+Bp_i^{0.5}$$

式中 A、B 均为常数；p_i 为初压，kPa。

环境压力对煤尘爆炸浓度的界限值的影响表现为在 0.049～0.259MPa 压力范围内，随着环境压力的增大，爆炸上限随着增大；但对煤尘爆炸下限浓度几乎没有影响。日本石浜涉的研究结果得出不同的结论为：初压的变化对煤尘爆炸上限和爆炸下限几乎没有影响，初压低于大气压力时，只引起最适浓度向低浓度侧移动，初压大于大气压力时，最适浓度几乎不发生变化。

中国煤炭科学研究总院重庆分院在煤尘爆炸试验巷道内研究煤尘爆炸传播特性时发现，压力波沿巷道传播需要较长时间，它对火焰的移动有较大影响。在煤尘爆炸的初期，火焰传播较慢，压力也低；但是爆炸的动力和热力效应造成的空气膨胀和压力冲击会将沉积煤尘吸卷起来弥漫于巷道空间并发生爆炸，如此循环下去就会形成爆炸的连续传播。由于初期爆炸后，环境压力上升，以后的爆炸都是在有初压条件下进行的，爆炸压力成倍增加形成压力叠加，一次比一次剧烈，呈跳跃式发展，使爆炸点周围介质的压力发生突变，形成极大的破坏力。

研究史 自 1876 年英国矿山监察局在 41m 长的巷道内用火药作点火源成功地进行了纯煤尘爆炸试验以来，各国的科学家相继开始了类似的试验研究，法国于 1875 年发表了“在干燥的井下进行爆破作业时，容易引起煤尘爆炸。如果有瓦斯存在，就更容易发生爆炸，而且规模更大”的研究结论，澳大利亚在 1891 年发表了“煤尘越细而且干燥，爆炸危险性增大”的结论。进入 20 世纪后，美、英、德、俄、波、日等国开发了各种实验装置，兴建了煤尘爆炸试验巷道，先后对煤尘爆炸的影响因素进行了较系统的研究；中国也从 20 世纪 50 年代初开始了类似的研究。

参考书目

煤炭工业部抚顺研究院，《煤尘爆炸与煤矽肺病预防》，煤炭工业出版社，1960。

波止薫，《ガス・炭じん爆発》，技术書院株式会社，1966。

Wactaw Cybulski Coal Dust Explosions and Tbeir Suppression The Foreign Scientific Publications Department of the National Center for Scientific, Technical and Economic Information, 1975.

中国科协学会工作部编，《工业粉尘防爆与治理》，中国科学技术出版社，1990。

炭鉱保安技術要覧第 1 编ガス・炭じん爆発，石炭技術研究所・资源素材学会，1990。

（卢鉴章）

meichen baozha yufang

煤尘爆炸预防 （prevention of dust explosion） 消除煤尘爆炸的条件，避免煤尘发生爆炸的工作。预防煤尘爆炸的措施包括：防止煤尘云达到爆炸浓度、治理沉积煤尘、杜绝产生高温热源等措施。中国《煤矿安全规程》和《国有重点煤矿生产矿井质量标准化标准》中对防尘措施和要求作出了具体规定。

防止煤尘云达到爆炸浓度的措施 包括减少、降尘、捕尘和通风排尘 4 个方面（见煤矿防尘、煤矿降尘、煤矿除尘）。

减尘措施 在各生产工序中减尘煤尘的产生量措施。有煤层注水、采空区灌水、煤电钻湿式打眼、水封爆破、放炮充填水炮泥、改革采掘机械截齿和钻具、寻求最佳截割参数等。

降尘措施 使悬浮于风流中煤尘沉降的措施。有洒水喷雾降尘等。

捕尘措施 利用扩散、碰撞、直接拦截、重力、离心力等原理使粉与空气分离，以降低空气中浮尘浓度的措施，或者使煤尘连同空气一起通过含水雾滤层被收集捕捉、沉淀排出。有吸尘器和捕尘器。

通风排尘 寻求最佳排尘风速，提高通风排尘能力，将风流中煤尘冲淡排除，以防煤尘云达到爆炸浓度。

治理沉积煤尘的措施 目的是防止沉积煤尘在强风流和爆炸产生的爆风作用下从沉积状态转变为飞扬状态，使煤尘云浓度达不到爆炸下限浓度。方法有清扫法、冲洗法、粘结法（见粘结法）和惰化法4种。

清扫法 用清扫器具清除积聚在巷道周边上的沉积煤尘的方法。有机械清扫和人工清扫2种。国外一般采用清扫车清扫煤尘，有干式清扫车和湿式清扫车2种；中国手工干式清扫积尘居多。正常通风时从入风侧往下风方向清扫，清扫过程中尽可能不使煤尘飞扬蔓延，并将清扫下来的煤尘装运出井。

冲洗法 定期用水或含湿润剂的水溶液冲洗巷道周边上的沉积煤尘，并将冲洗下来的煤尘装运出井的方法。冲洗巷道的耗水量应达到一定的要求。冲洗周期等于煤尘在巷道中沉积成危险煤尘量沉积煤尘飞扬起来达到爆炸下限浓度的量所需要的时间。冲洗周期，原苏联按下式计算：

$$T=k_c T_\varphi$$

式中 T 为冲洗周期，d；k_c 为冲洗的有效性指数（$k_c=1.1\sim6.9$）；T_φ 为积聚成爆炸危险量的时间，d。

惰化法 有撒布岩粉和连续喷雾洒水2种方法。

撒布岩粉法不仅能防止煤尘参与爆炸，还能有效地防止煤尘传播爆炸。它是防止煤尘爆炸措施中的最重要方法，世界各国已广泛采用（见撒布岩粉法）。

连续喷雾洒水是通过增加沉积煤尘的水分含量，使煤尘丧失飞扬能力而起到防止煤尘爆炸的作用的，其效果取决于煤尘中的水分含量和湿润均匀程度。能防止煤尘爆炸的水分含量极限值，各个国家的试验结果尚无统一定论。波兰“巴尔巴拉”试验矿井的试验结果认为：湿润煤尘的可爆性在很大程度上取决于初始爆炸（起爆）的强弱。在距爆源不太远时，不能将不具飞扬能力的煤尘视为不参与爆炸的煤尘，当爆炸发生和发展时，爆风具有足够能量将湿润煤尘吹扬起来形成尘云，持续的爆炸火焰能局部地将湿润煤尘烘干。特强起爆时，含水量达47%的煤尘也能参与爆炸；喷雾洒水湿润煤尘，仅适合在潮湿巷道中使用。原苏联规定，连续喷雾洒水采用分散式水幕，第一道水幕与工作面的距离应小于等于20m，喷雾洒水的巷道长度应大于等于200m；用水湿润煤尘，必须随时保持煤尘的外在水分含量大于12%。法国矿山安全规程防尘细则中规定：非超级瓦斯矿井，用水湿润煤尘的含水量应大于12%；超级瓦斯矿井，如果煤尘中的灰分含量小于35%，煤尘的含水量应大于20%，若灰分含量大于35%，煤尘的含水量应大于12%。

杜绝产生高温热源 井下点燃煤尘云的高温热源来自瓦斯爆炸的高温产物、放炮火焰、电器失爆产生的电火花、摩擦火花、煤的自燃、外因火灾和明火作业等。只要防止这些高温火源的形成，就能防止煤尘爆炸的发生。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《国有重点煤矿生产矿井质量标准化标准》，煤炭工业出版社，1994。

（周莫邦）

meichenceng dianzulü ceding zhuangzhi

煤尘层电阻率测定装置 （determination for electrical resistivity of coal dust in layers）用于测定煤尘层的电阻率和其他导电特性的装置。所测定的电阻率值是判定煤尘导电性，评价煤尘危险性和解决煤尘防爆及电器防爆有关安全问题的技术依据。国际电工委员会（IEC）规定，电阻率等于或小于$10^3\Omega\cdot m$的粉尘层为导电粉尘，电阻率大于$10^3\Omega\cdot m$的粉尘为不导电粉尘。

装置结构 由试验测定槽和直流测阻仪组成。试验测定槽的结构如图1所示，在聚四氟乙烯绝缘材料板上放置2块规定尺寸（长100mm、宽20mm、高10mm）的不锈钢电极，两电极之间相距10mm，两电极之长度方向上的两端放上高度同样为10mm的绝缘

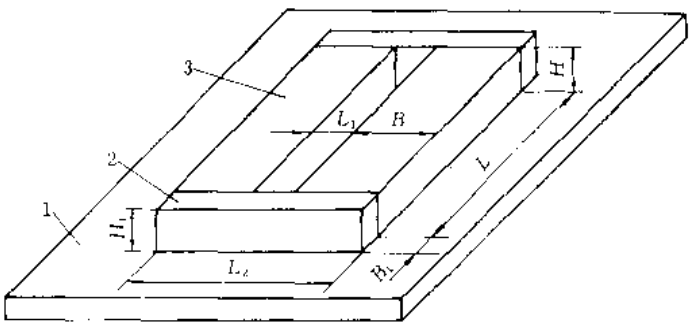


图1 煤尘层电阻率测定试验槽

1—底板（厚5~10mm）；2—绝缘端条，长（L_2）50mm、宽（B_1）10mm、高（H_1）10mm；3 不锈钢电极，长（L）100mm、宽（B）20mm、高（H）10mm

材料条。

直流测阻仪有 110、220、300、500、1000、1500、2000V7 个档次的加载电压(直流),用于加载不锈钢电极。电压输出电路上有限流电阻 (10kΩ),以使直流电压为 2000V 时,线路上最大短路电流为 0.2A。

煤尘层电阻率的测定 测定时先测定试验测定槽空位电阻(R_0);然后将经过称量的粉尘倒入试验槽中,充满试验槽的各部位,并用一直尺沿不锈钢电极顶面刮掉多余的粉尘,将刮掉的多余粉尘清扫收集起来称量以计算出试验槽中粉尘添加量;调节直流测阻仪,对试验槽中粉尘施加各个档级电压,以测定出粉尘电阻 R_s。根据测得的空位电阻 R_0 值和粉尘电阻 R_s 值则可计算出被测粉尘层的电阻率值:

$$R_0 > 10R_s \quad \rho = 0.001R_s \cdot H \cdot W/L$$

$$R_0 < 10R_s \quad \rho = 0.001R_s \cdot R_0/(R_0 - R_s) \cdot H \cdot W/L$$

式中 ρ 为粉尘层电阻率,Ω·m;R_s 为粉尘充满试验槽时的电阻,Ω;H 为电极高度,mm;W 为电极长度,mm;L 为两电极间隔,mm;R_0 为测定槽空位电阻,Ω。

参考书目

谭天佑等编,《工业通风除尘技术》(第六篇),中国建筑工业出版社,1988。

(田仁曲)

meichenceng zuidi zhaohuo wendu shiyan zhuangzhi

煤尘层最低着火温度试验装置 (test apparatus for minumum ignition temperature of coal dust in layers) 用于测定煤尘层最低着火温度和其他着火特性的试验装置。1982 年由国际电工委员会 IEC 提出,是测定粉尘层着火温度的标准装置。所测特性参量是评价煤尘着火危险性和解决有关防爆安全问题的技术依据。已为世界各国广为采用。中国煤炭科学研究总院重庆分院的测定表明该试验装置具有很好的重复性和重现性。

装置结构 由金属圆盘、电加热器、温度控制调节仪、温度记录仪等构成 (图 1)。金属圆盘的直径为 200mm、厚度等于或大于 20mm。用于检测金属圆盘表面温度的热电偶安设于沿圆盘径向向圆盘中心钻取的直径为 2mm 的孔中,热电偶端置于金属圆盘中心距上表面 1±0.5mm 处,与金属圆盘保持良好的接触。电加热器置于金属圆盘下部,通过调节加热炉丝与金属圆盘之间的距离及周边散热状态使金属圆盘成为一个表面温度分布均匀的恒温热金属板。温度控制调节仪与安设于金属圆盘中心的热电偶和电加热器相连构成温度调控系统,对试验所需的恒温金属热表面温度进行调控。温度记录仪与安设于金属圆盘表面上方一定距离 (此距离在放置煤尘的金属圈高度为 5mm 时为 2.5mm、金属圈高度为 12.5mm 及 15mm 时为 3mm) 的热电偶相连,用以记录试验过程中煤尘层的温度变化。金属圈的内径为 100mm,外径为 102mm,高度有 5±0.1mm、12.5±0mm、15±0.1mm3 种,用以放置煤尘,使煤尘在金属圆盘表面形成均匀厚度的煤尘层。

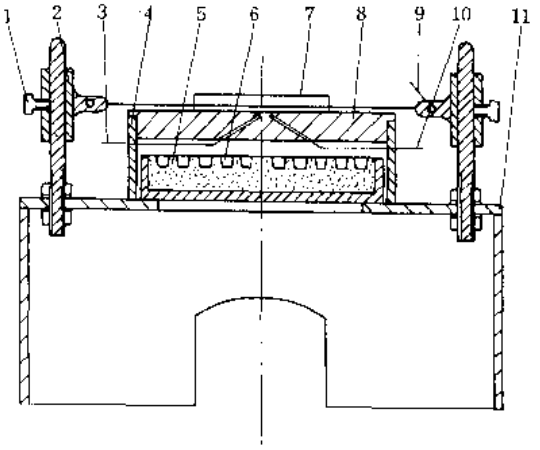


图 1 煤尘层最低着火温度测定装置

1 定位钉;2—升降调节套;3—金属热表面温度记录热电偶;4—承托圈;5—加热器;6—加热电阻丝;7—金属圈;8—金属圆盘;9—煤尘层温度记录热电偶;10—热表面温度控制热电偶;11—座架

粉尘层最低着火温度测定 先将金属圆盘加热到某一恒定的温度值,然后将金属圈 (高度有 5mm、12.5mm、15mm 3 种) 置放于金属圆盘之中心位置,再将经称量过的全部通过 74μm 的标准筛的试验粉尘倒入金属圈内,并在 2min 内用直尺沿金属圈顶面刮平粉尘,清除刮除于金属圈外的试验粉尘给予称重,起动温度记录仪进行记录。粉尘层中的温度高出恒温热金属圆盘表面温度 250K 的温度值或粉尘层出现炭化和燃烧时的温度值为本试验方法所定义的着火。试验过程中,若粉尘层在 30min 内不出现明显的自燃现象或自热现象自行终止,即粉尘层内的温度上升到一定值后自行下降,说明恒温金属圆盘的表面温度不够高,需调变金属圆盘温度重作试验;试验过程中每次调变温度后要用新鲜粉尘,在接近临界着火温度时温度的调度级差为 10℃。经反复试验直至 3 次同一温度的试验均未出现着火,则与之临近的高出此温度 10℃的着火温度值为该试验粉尘层的最低着火温度值。

不同厚度的粉尘层的最低着火温度互不相同,特

定厚度的粉尘层的试验最低着火温度只适用评价同试验所采用的粉尘层厚度相同的着火环境下的粉尘着火特性。较厚粉尘层的最低着火温度。可通过试验测得，也可在将已知的不同厚度粉尘层最低着火温度值绘制成粉尘层厚度的对数与以绝对温度表示的最小着火温度的倒数关系曲线的基础上，通过线性插值法或外延法查得。

装置性能要求 在没有粉尘层的情况下，恒温金属圆盘表面的温度应能达到400℃；在整个试验过程中，金属圆盘表面温度应保持恒定，其温度变化不超过±5K；金属圆盘表面各部分温度应当均匀，误差不超过±5K；在放置粉尘层时，金属圆盘表面温度的变化应不超过±5K，在放置粉尘层后5min内表面温度应恢复到原有温度，误差不超过±2K；温度控制仪和温度记录仪应定期校订，其误差应小于±3K。

（田仁曲）

meichenyun baozha nongdu

煤尘云爆炸浓度 （coal dust cloud explosion concentration） 煤尘能否发生爆炸的条件之一。能够发生爆炸的最低煤尘云浓度称煤尘爆炸下限浓度，又称“爆炸下限”；能够发生爆炸的煤尘云最高浓度称为煤尘爆炸上限浓度，又称“爆炸上限”。当煤尘云浓度处于爆炸上、下限之间时才能发生爆炸。在煤尘爆炸界限浓度范围内存在着能使爆炸反应达到最充分状态的煤尘爆炸最适浓度，简称最适浓度；在该条件下爆炸强度最大、破坏力也最强，表现在爆炸特性参数上，此时的爆炸压力最高、爆炸压力上升速度最大、着火能量最低。按照煤尘爆炸的基本化学反应式

$$C+O_2=CO_2+34\times10^6 J/kg$$

计算，燃烧爆炸反应完全耗尽$1m^3$空气所需的煤尘量是112g，即理论最适浓度为$112g/m^3$；但由于计算中是把煤尘看作无定形碳，而煤并非无定形碳，成分十分复杂，实际上的最适浓度远大于该理论值。原苏联马卡耶夫安全研究所提出的煤尘爆炸最适浓度是300～$400g/m^3$。用10L密闭旋转爆炸试验装置进行的试验研究表明，日本幌内煤尘的最适浓度是700～$1100g/m^3$。中国煤炭科学研究总院重庆分院用10L密闭旋转爆炸试验装置测得的中国大同矿区煤尘的最适浓度是500～$1000g/m^3$。不同煤种、不同条件下的煤尘爆炸上、下限浓度及最适浓度各不相同。

煤尘爆炸下限 对煤矿安全影响最大，国际上对其研究较多，发表的试验数据也多，对煤矿安全生产管理和防止煤尘爆炸技术的研究都起到了指导作用。通常用专门的试验装置测定，也可以在大型瓦斯煤尘爆炸试验巷道内进行大规模爆炸试验测出。表1给出了部分煤种的测定结果。

表1 各国煤尘爆炸下限

国别	煤尘爆炸下限/(g/m^3)	试验条件
中国	45	实验室白金丝加热
波兰	32	实验室白金丝加热
苏联	30～40	试验巷道、瓦斯引爆
德国	70	试验巷道、瓦斯引爆
美国	80	试验巷道
日本	35	实验室、电火花点火源

煤尘爆炸下限因煤尘挥发分含量、粒径、点火源强度及种类、环境空气中有无可燃气体等因素的影响而变化。

粒径的影响 煤尘爆炸下限随粒径的减小而降低，但达到某一粒径范围后，粒径的影响就不太显著了；反之，粒径变大，煤尘爆炸下限增大，且存在着煤尘不再发生爆炸的界限粒径（图1）。由图1可以看出，粒径大于60μm左右后，爆炸下限开始急剧上升，粒径超过200μm左右后，煤尘就不会发生爆炸了。图1曲线用双曲线近似处理为：

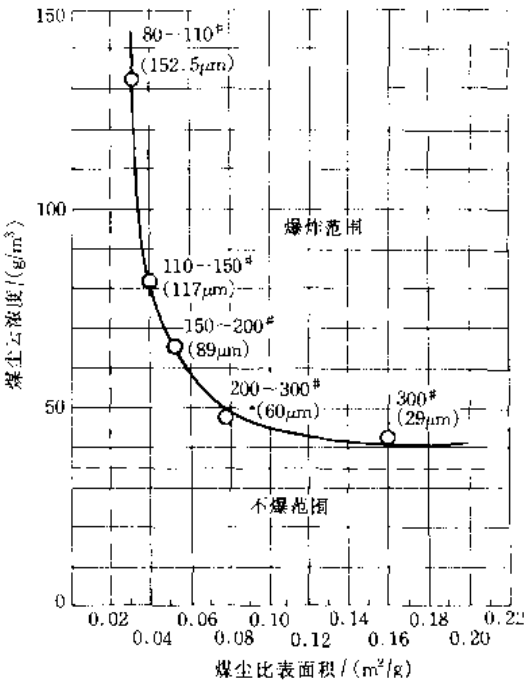


图1 粒径对煤尘爆炸下限的影响

（日本石浜涉教授试验研究测定结果）

$$(C_L-a)\ (S-b)\ =c$$

式中 C_L 为煤尘爆炸下限，g/m^3；S 为煤尘的比表面积，m^2/g；a、b、c 为煤尘试样的常数。a 是随粒径减小所能得到的爆炸下限 C_L 的最小值，不管该种煤尘的粒径如何变化，小于该浓度值后就不会发生爆炸，图 1 条件下，$a=35g/m^3$。b 表示该种煤尘发生爆炸的最大粒径，图 1 条件下，$b=200\mu m$。

挥发分的影响 爆炸下限随挥发分的增加而降低；但是，挥发分高的煤尘之间爆炸下限没有很显著的差异（图 2）。双曲线近似处理图 2 中的曲线可得出：

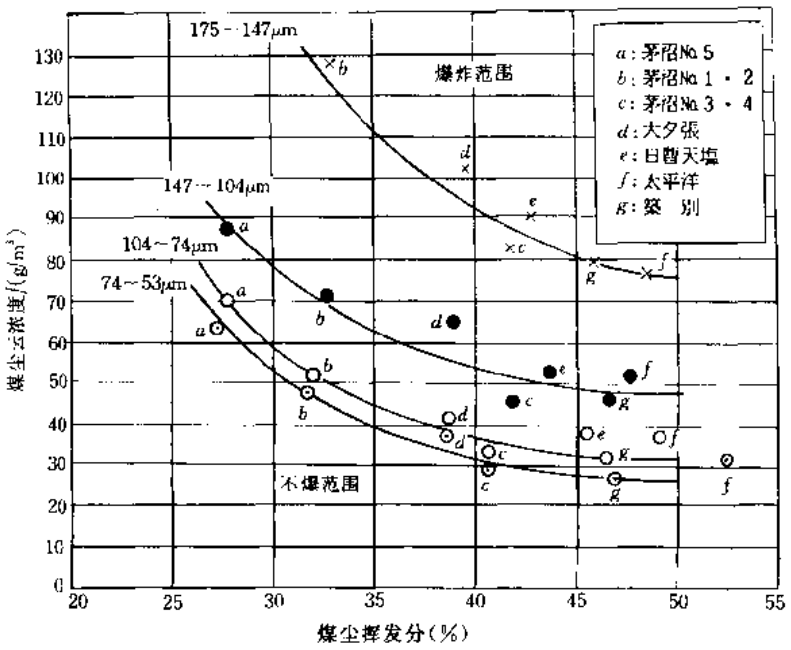


图 2 挥发分对煤尘爆炸下限的影响

$$(C_L-a')\ (V-b')^n=c'$$

式中 C_L 为爆炸下限，g/m^3；V 为煤尘挥发分，%；a'、b'、c' 为煤尘试样的常数。在图 2 所示条件下，粒径小的煤尘 b' 为 10%～14%，即可以认为挥发分小于该值的煤尘不会发生爆炸，这与一般认为的挥发分界限值是一致的；n 是不随粒径变化的常数，$n=2.2$。

根据上述结果爆炸下限的计算式为：

$$C_L=2.0\times10^6d_c^{2.5}+4.4\times10^6V^{-3.5}+15$$

式中 d_c 为煤尘粒径，mm；C_L 为煤尘爆炸下限，g/m^3；V 为煤尘挥发分，%。

根据下限计算式，当 d_c 小于 50μm 时，可以忽视粒径对爆炸下限的影响。

灰分的影响 灰分低于 10%～12%的条件下，爆炸下限随灰分的增加而呈线性增高；灰分再增加，爆炸下限将急剧增加，最终将失去爆炸性。这一现象正是岩粉法防止煤尘爆炸的依据。

根据热收支理论模型，灰分对爆炸下限的影响可用下式表示：

$$C_L=\frac{C_{L\cdot0}}{\frac{100}{100-A_s}-\frac{C_L}{C_{st\cdot0}}\left(\frac{100}{100-A_s}-1\right)\left(\frac{100}{A_{s\cdot m}}-1\right)\left(1-\frac{C_{L\cdot0}}{C_{st\cdot0}}\right)}$$

式中 $C_{L\cdot0}$ 为无灰煤尘的爆炸下限，g/m^3；C_{st} 为爆炸上、下限之间的煤尘浓度；$C_{st\cdot0}$ 为无灰煤尘的 C_{st}，g/m^3。A_s 为煤尘灰分，%；$A_{s\cdot m}$ 为使煤尘失去爆炸性的灰分值，简称爆炸界限灰分值，%：

$$A_{s\cdot m}=57.6-\frac{1.45\times10^2}{R_m-36.15}$$

R_m 为岩粉与煤尘混合使煤尘失去爆炸性所必须的最低岩粉率，%。一般情况下，$A_{s\cdot m}<R_m$。

在该研究条件下，$C_{st\cdot0}$、C_{st} 均为 $250g/m^3$。

煤被破碎成煤尘的过程不同、粒度不同，灰分值均要发生变化，而且与原煤灰分值也不相同，因此，近年引入了除去灰分的无灰煤尘的概念，用它推定不同灰分值的煤尘的爆炸下限，以便更好地认识煤尘的爆炸性质。

瓦斯的影响 大多数煤矿是瓦斯矿井，瓦斯与煤尘共存的情况普遍存在。各国的研究表明，瓦斯的存在对爆炸下限的影响尤为突出。瓦斯存在时煤尘爆炸下限要降低，表 2 是苏联发表的结果。

表 2 瓦斯对爆炸下限的影响

瓦斯浓度（%）	0.5	1.0	1.5	2.0	2.5	3.0
爆炸下限 /（g/m^3）	30	20	15	10	8	5

中国的研究得出了可以用指数方程近似表示的关系式：

$$C_{L\cdot CH_4}=C_Le^{(V-1)G}$$

式中 $C_{L\cdot CH_4}$ 为有瓦斯时的爆炸下限，g/m^3；C_L 为不含瓦斯时纯煤尘的爆炸下限，g/m^3；G 为煤尘云中的瓦斯浓度，%；V 为煤尘挥发分，%。

图 3 所示是日本石浜涉教授通过试验得到的研究

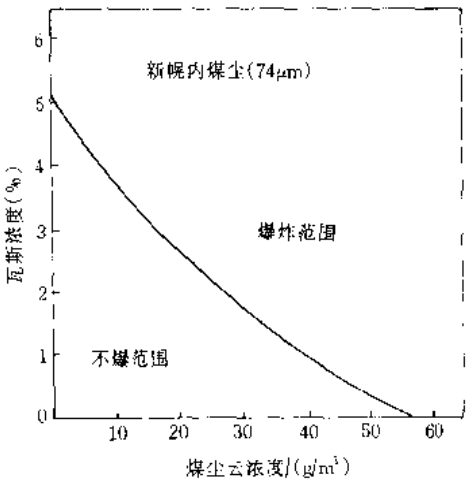


图 3 瓦斯对煤尘爆炸下限的影响

结果，该结果用计算式表示为：

$$L_{C-mix}=\left(1-\frac{C_{CH_4}}{L_{CH_4}}\right)^n \cdot C_L$$

$$L_{CH_4-mix}=\left\{1-\left(\frac{C_C}{C_L}\right)^{\frac{1}{n}}\right\} \cdot L_{CH_4}$$

式中 L_{C-mix} 为瓦斯浓度为 C（%）时，煤尘瓦斯混合气体处于爆炸下限条件下的煤尘浓度，g/m³；L_{CH_4-mix} 为煤尘浓度为 C 时煤尘瓦斯混合气体处于爆炸下限条件下的瓦斯浓度，%；C_L 为无瓦斯条件下的爆炸下限，g/m³；C_{CH_4} 为无煤尘条件下的瓦斯爆炸下限，%；n 为常数，该条件下为 1.5。

在煤尘浓度低于煤尘爆炸下限或瓦斯浓度低于瓦斯爆炸下限的情况下，只要两者共存就可能发生爆炸，这是煤矿生产管理中应该注意的问题。

煤尘爆炸下限的理论计算　不少学者都在从事该方面的研究。榎本兵治教授进行的探讨中假设煤尘粒子是球形，根据 Семенов Н. Н. 的热着火理论，从单个粒子入手建立着火模型，把发热速度与放热速度平衡点作为煤尘云的着火界限条件。设煤尘粒径为 d_c，煤尘粒子以中心间距 L 均匀、静止地分布于空间时，煤尘浓度 C 与 L 之间存在以下关系：

$$L^3=\frac{\pi\rho_c d_c^3}{6\times10^{-6}C}$$

式中 ρ_c 为煤尘粒子的密度，g/m³。

在这种状态下，某个粒子由外部热源加热着火燃烧后，以热传导、热辐射和热对流的形式把热量传递给距离 L 处的未燃烧的粒子，使它温度上升，一旦着火时燃烧反应将继续下去并发展为爆炸。由此得到以下计算式：

$$h\ (T_{g\cdot L}-T_c)+\frac{1}{4}\varepsilon_c\varepsilon_f F\sigma T_f^4+\frac{1}{6}d_c e_c\Delta HK_0 e^{(-E_a/RT_c)}$$
$$=\varepsilon_c\sigma T_c^4$$
$$\cdot h+\frac{d_c e_c\Delta HK_0E_a}{6RT_c^2}e^{(-E_a/RT_c)}-4\varepsilon_c\sigma T_c^3$$

热传导公式为：$\dfrac{T_{g\cdot L}-T_0}{T_f-T_0}=\dfrac{r_f}{L}$

火焰半径公式为：$r_f=\dfrac{d_c}{2-\dfrac{1.721}{V^{-0.0337}d_c^{0.0219}}}$

式中 h 为传热系数，J/（cm²·s·K）；$T_{g\cdot L}$ 为距离燃烧煤粒中心 L 处的气体温度，K；T_c 为煤粒表面温度，K；ε_c 为煤尘辐射系数；ε_f 为火焰的辐射系数；F 为形态系数；σ 为斯特潘－波尔兹曼常数，5.677×10^{-12}J/（cm²·s·K⁴）；T_f 为火焰温度，K；ρ_c 为煤尘的密度，g/m³；ΔH 为煤尘的燃烧热，J/g；K_0 为频率因数，1/s；E_a 为煤尘的视在活化能，J/克分子·K；R 为气体常数 8.317J/（克分子·K）；T_0 为室温，K；r_f 为火焰半径，cm。

在求取 L 后，根据煤尘浓度 C 同 L 间的关系式即可求得此时煤尘浓度、即煤尘爆炸下限浓度 C_L。

煤尘爆炸上限　由于试验装置和技术上的难度，对爆炸上限的研究深度远不如对爆炸下限的研究。日本石浜涉教授通过试验研究指出，煤尘挥发分含量、粒径等对煤尘爆炸上限的影响程度比它们对爆炸下限的影响程度更大。图 4 表示了以粒径为参量，煤尘挥发分与爆炸上限的关系。这是在用 0.1g 硝化棉燃烧作为强着火源条件下测得的结果。这种强着火源近似于火柴或打火机的火焰。爆炸上限存在于图 4 所示的爆炸点和不爆炸点之间，而且，挥发分越小、粒径越大的煤尘，

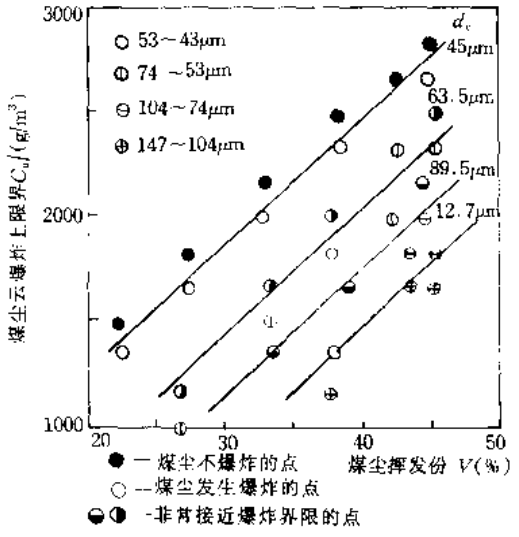


图 4 挥发分与爆炸上限的关系

爆炸上限就越低。根据图 4 可以得出以下关系式：

$$C_u = 60V - \frac{6.4}{d_c} - 1350$$

式中 C_u 为爆炸上限，g/m³；V 为挥发分，%；d_c 为粒径，cm。

该式应满足以下条件：20%＜V＜47%，0.0045cm ＜d_c＜0.013cm。

瓦斯对煤尘爆炸上限也有影响，但国际上对该方面的研究很少，不清楚的地方较多。石浜渉和榎本兵治教授得出了图 5 所示的结果。曲线表示了混合气体的爆炸范围。该曲线表明，煤尘与瓦斯共存时，煤尘云浓度超过爆炸上限时也发生了爆炸。煤尘瓦斯混合气体的爆炸上限曲线是随粒度而变化的，同一煤种，粒度大的煤尘的爆炸范围比粒度小的煤尘的爆炸范围宽。同一粒度不同挥发分含量的煤尘爆炸上限受瓦斯影响的情况如图 6 所示。在瓦斯浓度为 5%～15%的爆炸区内，几种煤尘之间爆炸上限没有什么明显差别；但在瓦斯浓度低于 5%的爆炸区内，它们之间的差别就显示出来了。

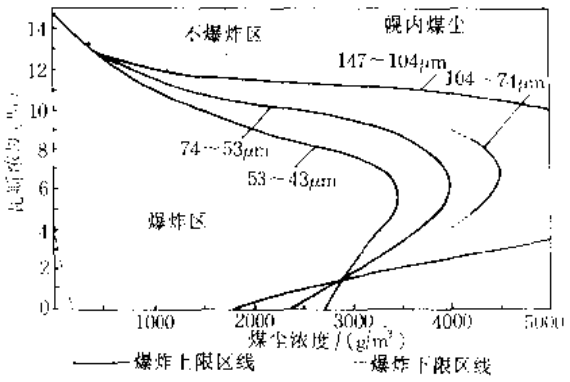


图 5 各种粒度煤尘－瓦斯－空气混合物爆炸界限

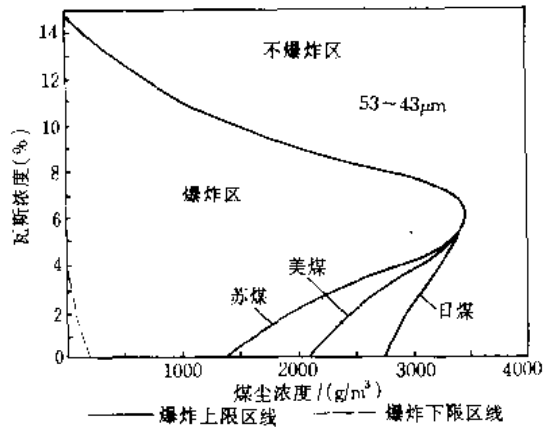


图 6 各种挥发分煤尘－瓦斯－空气混合物爆炸界限

参考书目

Wactaw Cybulski Coal Dust Explosions and Their Suppression, The Foreign Scientific Publications Department of the National Center for Scientific, Technical and Economic Information, 1975.

石浜渉，エネルギー資源としての石炭の生産性向上と保安確保に関する総合的連絡研究，昭和 55 年度文部省総合研究 B，1981。

炭鉱保安技術要覧 第 1 編，ガス・炭じん爆発，石炭技術研究所，資源・素材学会，1990。

（卢鉴章）

meichenyun zhaohuo nengl ang

煤尘云着火能量 (ignition energy of coal dust cloud) 使达到爆炸浓度的煤尘云着火并发展为爆炸的能量。其最小值为煤尘云最小着火能量。是煤尘爆炸特性中反映煤尘着火敏感性的参数之一，是评价煤尘爆炸危险性和研究煤尘爆炸机理的主要内容。可通过试验测定（见哈特曼爆炸试验装置）。通常把电容器或电感器蓄积的电能在放电电极间放电时产生的电火花作为着火源，电火花引起煤尘云着火时的电功能量，即为煤尘云的着火能量。火花能量计算式为：

电容器放电条件下 $E = \frac{1}{2}CU^2$

电感器放电条件下 $E = \frac{1}{2}LI^2$

式中 E 为火花能量，J；C 为电容，F；U 为电压，V；L 为电感，H；I 为电流，A。

试验中，电极形状、间距、材质和尺寸等放电条件对煤尘云着火能量有较大影响。图 1 给出了使用直径为 2mm 放电端为半球状的钨电极条件下，放电电极间距对煤尘云着火能量的影响情况。从图 1 看出，电极间距在 4～8mm 范围内测得的煤尘云着火能量最小。在这种放电条件下，煤尘的挥发分、粒度、煤尘浓度、环境温度等因素对煤尘云最小着火能量也有较大影响。煤尘云最小着火能量随初温上升而降低，达到最小值后如果温度再升高时，煤尘云最小着火能量将显著升高。火花放电持续时间对煤尘云最小着火能量也有较大影响，由于火花放电持续时间实质是放电火花与煤尘云接触的时间，接触时间越长煤尘粒子周围生成的可燃性混合气体越多，而且供给的能量也变大，因而煤尘云更容易着火。根据试验结果，火花放电持续时间 t 与煤尘云最小着火能量 E_1 存在以下近似关系式：

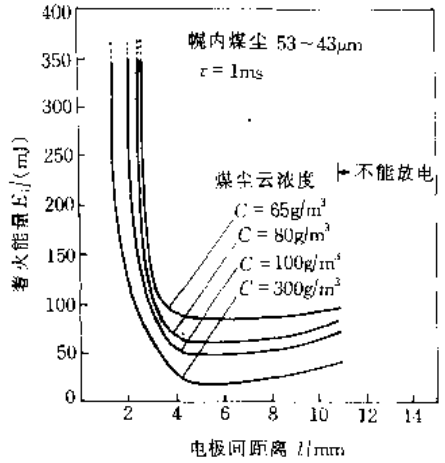


图 1 电极间距对煤尘云着火能量的影响

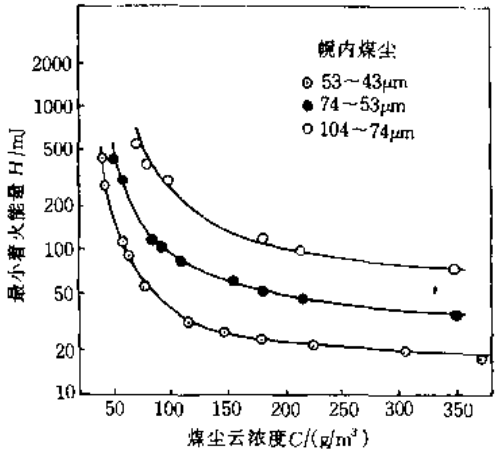


图 2 粒度对煤尘云最小着火能量的影响

$$E_i=\frac{0.105}{\tau}+73.5$$

图 2 给出了同一种煤尘不同粒度情况下煤尘云浓度与煤尘云最小着火能量的关系。图 3 给出了同一粒度不同煤种煤尘云浓度与煤尘云最小着火能量的关系。图 2 和图 3 表明，随着煤尘粒度减小，煤尘云最小着火能量也降低；煤尘云最小着火能量随煤尘挥发分含量的增加而下降；随着煤尘云浓度增加，煤尘云最小着火能量减小，且煤尘云浓度在 150g/m³ 以内时，煤尘云最小着火能量减小的幅度较大，煤尘云浓度超过 150g/m³ 时，煤尘云最小着火能量减小的幅度变缓，但煤尘云最小着火能量的最小值是在大于 150g/m³ 的浓度范围内测出的。

图 2 所示的煤尘云浓度 C 和煤尘云最小着火能量 E 的关系可用下式近似表示：

$$(E-E_0)\ (C-C_L)^n=K$$

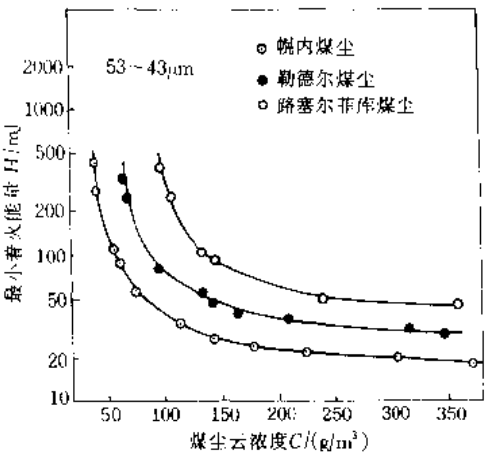


图 3 挥发分对煤尘云最小着火能量的影响

式中 E_0、C_L、K 和 n 是变常数，均为煤尘粒度和挥发分的函数。

把 C_L 和 E_0 作为渐近线，可以认为 C_L 是煤尘爆炸下限浓度，E_0 是煤尘云最小着火能量的最小值。把 E_0、K 和 n 作为煤尘粒径 d_c 及挥发分 V 的函数而求得的结果为：

$$K=K_1\exp\left(\frac{K_2}{V-K_3}\right)$$

$$E_0=2.92\times10^{11}d_c^{2.12}V^{-3.19}$$

$$n=\left(\frac{1.80}{V-K_3}+0.95\right)\left(\frac{4.50\times10^3}{d_c}\right)^{\frac{0.5}{V-K_3}}$$

$$K_1=7.02\times10^5d_c-2.32\times10^3$$

$$K_2=2.19\times10^5d_c^2-3.49d_c+20.7$$

$$K_3=5.36\times10^2d_c+29.3$$

式中 d_c 为煤尘粒径，μm；V 为工业分析基的煤尘挥发分，%。

部分国家发表的煤尘云最小着火能量值见表 1。

表 1 煤尘云最小着火能量值

国名	煤尘云最小着火能量/mJ	备 注
美国	120	煤尘挥发分值 25%
	60	煤尘挥发分值 37%
	50	煤尘挥发分值 43%
日本	34	煤尘挥发分值 42%
	18	煤尘挥发分值 44.8%
	105	煤尘挥发分值 37.9%
中国	30	煤尘挥发分值 45.5%
	107	煤尘挥发分值 34.4%

参考书目

石浜涉等,"矩形波電圧・電流放電火花発生装置による炭じん雲着火エネルギーの測定"第11回安全工学シンポジウム講演予稿集,1981.6。

榎本兵治,《粉じん爆発》,オーム社,1991年8月。

K. N. PALMER,《Dust Explosions and Fires》,丸善株式会社,1981年7月。

中国科协学会工作部编,《工业粉尘防爆与治理》,中国科学技术出版社,1990年6月。

(卢鉴章)

meichen zhaohuo wendu

煤尘着火温度 (coal dust ignition temperature) 煤尘爆炸特性中反映煤尘着火敏感性的参数之一,是评价煤尘爆炸危险性的判据。包括煤尘云着火温度和煤尘层着火温度2个概念。煤尘着火温度对矿井中火源控制和防尘措施的制定有直接影响。

煤尘云着火温度 使煤尘云着火的最低环境温度。是构成煤尘云的各个煤尘粒子开始燃烧时的环境温度,不是燃烧反应在粒子间传播时的温度。煤尘云着火温度同煤尘浓度、煤尘粒径和煤尘挥发分等因素有关。煤尘云着火温度随煤尘在均匀温度场中存在的时间长短而变化,煤尘在温度场中存在的时间足够长时,测得的着火温度更接近于煤尘云的实际着火温度;但是,由于煤尘会因自重或其它原因不断沉降,不可能长时间在温度场中存在,所以,很难测得真实的着火温度。不同的试验装置和测定方法得出的着火温度互不相同,其只代表规定条件下的煤尘云着火温度。煤尘云着火温度也可通过理论计算得出。中国煤炭科学研究总院重庆分院测得了中国部分矿区的煤尘的煤尘云着火温度见表1。

同煤尘浓度的关系 低浓度煤尘云的煤尘粒子间距较大,不利于热传导,需要较高热量才能点燃煤尘;煤尘云浓度增高、煤尘粒子间距变小,虽然有利于热传导,但是煤尘量增多吸收的热量也增大,也不利于煤尘云着火,直接影响了煤尘云着火温度。研究结果表明,煤尘浓度在250~300g/m^3范围内时,煤尘云着火温度最低。

同煤尘粒径的关系 不同挥发分煤尘条件下粒径对着火温度的影响情况如图1所示。对于某一挥发分的煤尘,随着煤尘粒径的增大,煤尘云着火温度不断增高。煤尘云着火温度是规定粒径下的着火温度。此外,辐射加热煤尘的情况下,存在着煤尘云着火温度最低的粒径。煤尘的辐射吸收系数越大,煤尘云着火温度最低的粒径也越小。

同煤尘挥发分的关系 煤尘中挥发分含量对煤尘云的着火温度影响较复杂,着火温度变化范围较大。烟煤一般为650~900℃,少数煤尘的着火温度可达1100℃。由图1可知:挥发分为35%的煤尘,当粒径在75μm以内时,其着火温度与粒径无关,当粒径大于100μm时,随粒径增加,其着火温度急剧增高。而挥发分为16%的煤尘,其着火温度随粒径的增加而增加。粒径小于75μm时,挥发分高的煤尘的着火温度比挥发分低的煤尘的着火温度低;粒径大于300μm时则相反。

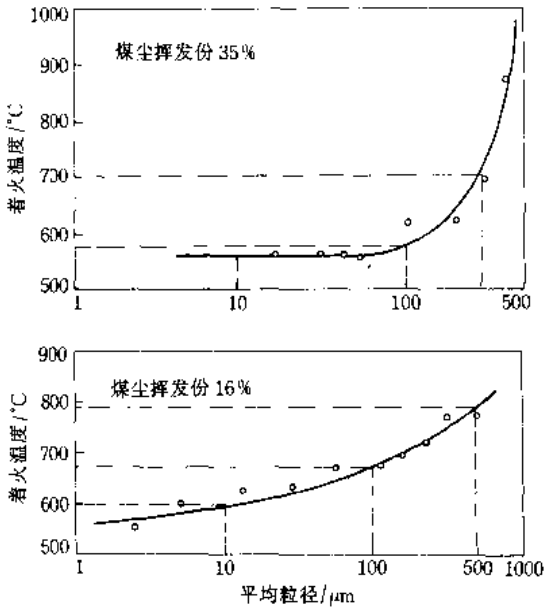


图1 粒径与着火温度的关系

测量方法 煤尘云着火温度一般都用哥德伯特-格林沃尔(Godbert-Greenwald)电炉进行测定。国际电工委员会(International Electrotechnical Commission,IEC)提出的粉尘云着火温度测定方法的国际标准中也推荐这种电炉,把它作为标准热源(见哥德伯特-格林沃尔试验炉)。该电炉的中心是石英玻璃管,被缠绕在管壁上的电阻丝加热后管内形成较均匀的温度场。炉内的温度用热电偶测定。测定时,用压缩空气把一定量的试验煤尘样品从炉子的上方吹入石英玻璃管,通过观察炉子的下端是否有火焰喷出及喷出状况判断煤尘云的着火温度。

理论计算 设煤粒表面温度为T_s,反应热为q_1,从煤粒表面向外对流而散失的热量为q_2,根据Семенов Н. Н. 提出的热爆炸理论,其关系可用图2表示。

当$q_1<q_2$时,一般保持氧化反应的水平;$q_1>q_2$

时，燃烧将更进一步发展；$q_1=q_2$、而且 $dq_1/dT_s=dq_2/dT$、时，保持定常反应状态，即处于临界状态。如果由试验确定该状态下 T_s 轴的截距坐标（即外界温度 T）的话，就可以把 T 定义为煤尘云着火温度。

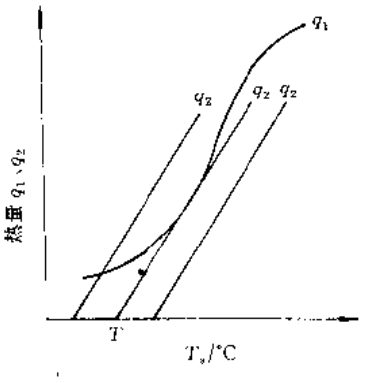


图 2 多项反应热图

日本田中达夫在此基础上假设煤尘均匀散布在电炉中形成直径为 l 的假想的球形煤尘云，并把辐射也考虑为传热方式之一，根据 H. C. Hottel 等的研究结论提出的计算 1 个球形粒子氧化反应速度的计算式为：

$$-\frac{dm}{dt}=\frac{K_s}{\sqrt{T_s}}\exp\left(-\frac{E}{RT_s}\right)C_g\pi D_p^2$$

式中 m 为粒子质量，g；K_s 为反应速度常数；R 为气体常数；T_s 为煤粒表面绝对温度，K；t 为时间，s；E 为活化能，J；C_g 为氧气浓度，%；D_p 为球形粒子直径，mm，

由于考虑为球形状煤尘云，其中的粒子个数 n 可以用下式给出：

$$n=C_d l^3/\rho_s\cdot D_p^3$$

式中 C_d 为煤尘浓度，g/cm³；ρ_s 为煤尘的密度，g/cm³；l 为球形煤尘云直径，mm；D_p 为球形粒子直径，mm。

若把单位质量发生的反应热作为 Q，该煤尘云单位时间发生的热量作为 G，则有：

$$G=nQ\left(-\frac{dm}{dt}\right)=n\pi D_p^2\frac{A}{\sqrt{T_s}}\exp\left(-\frac{E}{RT_s}\right)$$

$$A=C_g K_s Q$$

另一方面，若该煤尘云单位时间内散失的热量为 U、对流热为 U_1、辐射热为 U_2，则有：

$$U_1=n\pi D_p^2 h\ (T_s-T)$$

$$U_2=n\pi D_p^2\ (\varepsilon_p a_G\sigma T_s^4-a_p\varepsilon_G\sigma T^4)+\pi l^2\ (\varepsilon_p a_w\sigma T_s^4-a_p\varepsilon_w\sigma T_w^4)$$

式中 h 为境膜传热系数，用 Ranz-Marshall 式计算，则 $h=2K/D_p$；K 为空气导热系数；ε_p、ε_G、ε_w 为煤粒、气体、炉壁的辐射率；a_p、a_G、a_w 为煤粒、气体、炉壁的吸收率；σ 为斯特番-波尔兹曼（Stefan-Boltzmann）常数；D_p 为球形粒子直径，mm；T_s 为煤粒表面绝对温度，K；T 为煤尘云着火温度，K。

U_2 表达式的第一项表示从所有煤粒向气体转移的有效辐射热量，第二项表示煤尘云周围与炉壁间的有效辐射热量，假定 $T_w=T$，按 Cassel H. M. 的结论，根据 $G=U$、$dG/dT_s=dU/dT$。的临界条件，可以得出联立式：

$$\left.\begin{aligned}&\frac{A}{\sqrt{T_s}}\exp\left(-\frac{E}{RT_s}\right)-h\ (T_s-T)+BT_s^4-CT^4\\&\left(\frac{E}{RT_s^2}-\frac{1}{2T_s}\right)\frac{A}{\sqrt{T_s}}\exp\left(-\frac{E}{RT_s}\right)=h+4BT_s^3\end{aligned}\right\}$$

式中 $B=\sigma\varepsilon_p\ \{a_G+a_w l^2/\ (nD_p^2)\}$

$C=\sigma a_p\ \{\varepsilon_G+\varepsilon_w l^2/\ (nD_p^2)\}$

从联立方程中消去 T_s 得到的 T 就是煤尘云着火温度。

煤尘层着火温度 使特定热表面上一定厚度煤尘层发生着火的最低热表面温度。沉积在电气设备、管道或其它设备上的煤尘、当环境温度升高或设备内温度上升时，煤尘氧化速度会加剧，煤尘层内蓄集的热量会不断增多，当达到某一程度时便会发生着火，理论上称为热自燃或自然发火。热自燃很容易引起煤尘燃烧而形成火灾，也可能成为煤尘爆炸的着火源。煤尘层着火温度是电气设备安全设计的依据。中国煤炭科学研究总院重庆分院测得了中国部分矿区的煤尘的煤尘层的着火温度（见表 1）。

表 1 中国部分矿区的煤尘着火温度

煤 样	挥发分 (%)	煤尘云最低着火温度 /℃	煤尘层最低着火温度 /℃
潞 安	16.73	850	550
峰 峰	13.22	860	600
石炭井	23.63	830	460
西 山	28.34	810	430
兖 州	44.79	730	360
窑 街	32.67	780	290
淮 南	39.10	760	280
大 屯	33.24	780	290
石嘴山	34.40	800	410
大 同	30.84	800	390

测定方法 有 2 种测定方法。一种是在高温表面上形成煤尘层，煤尘层的上表面与室温一致的空气接触，通过电阻丝加热加热板、用控温仪对加热板的温度进行连续控制，控温热电偶置于加热板中心附近、与板

的上表面有1±0.5mm的距离且与加热板保持良好的热接触；另一支相同的热电偶以相同的方式安装在控制热电偶附近、并与温度记录仪相连。在恒温条件下观察铺在加热板上的煤尘层的状态和温度变化，当观察到煤尘出现有焰燃烧、无焰燃烧、发光或用热电偶测得煤尘层温度比加热板温度高250K时，判定设定的温度为煤尘层着火温度。近年，这种测定方法已被国际电工委员会（IEC）推荐为标准试验方法。规定的加热表面是直径为200mm、厚度为20mm的不锈钢圆板，煤尘层铺设厚度为5mm。第二种测定方法是把煤尘放在特制的容器内，然后把该容器垂直放在电炉的中心，把热电偶插入煤尘层内测定其温度变化，电炉下端有定量空气自下而上流动。用装在电炉上端的镜子观察煤尘层表面的变化情况。煤尘层上部表面刚出现有焰燃烧或无焰燃烧等着火征兆时的最低温度为煤尘层着火温度。

参考书目

K. N. Palmer, Dust Explosions and Fires, 丸善株式会社, 1981.

IEC31H, DUST LAYER ON A HEATED SURFACE AT A CONSTANT TEMPERA-TURE (DRAFT), 1991.

IEC31H, METHOD FOR DETERMINING THE MINIMUM IGNITION TEMPERATURES OF DUST, 1993.

Л. А. 伏里斯，《燃烧的热力理论》，电力工业出版社，1957。

（卢鉴章）

meide kongxi

煤的孔隙 (pore distribution of coal) 煤在微观上呈芳香碳分子骨架结构，在宏观上是凝胶化煤岩组分和少许矿物的组合，这种特有的性质决定了煤是天然的具有发达孔隙系统的固体。其孔径小至数埃大至数毫米。煤的孔隙性常用孔体积、孔半径、表面积及孔隙分布来表示。煤的孔体积、孔半径、表面积和孔隙分布可以实测。各煤阶煤由于受煤岩组分、地质构造运动等影响因素不同，其孔隙率各不相同。煤的孔隙大小和孔的类型直接影响到煤的瓦斯含量，对瓦斯的涌出和瓦斯抽放有明显影响。有煤与瓦斯突出危险的煤与非突出危险煤孔隙分布是不同的，可根据煤的外观特征（破坏程度）预测突出的危险性。

孔的分类 现今尚无统一的方法。国际分类法首先由Dubinin提出，被国际理论与应用化学协会采纳。划分的基础是孔径与吸附理论上的特征和吸附效应相对应，将孔径小于20Å的孔称微孔、20～500Å为过渡孔、大于500Å为大孔。微孔壁最为接近，表面势能高，吸附量大；过渡孔（亦称中间孔）产生毛细凝聚，等温线具有吸附回线；大孔孔壁宽，表面势能急剧降低，缺乏吸附性。原苏联矿业研究所参照工业吸附剂，结合煤特征将孔划分为超微孔或微孔（孔径小于100Å）、过渡孔（孔径为100～1000Å），中孔（孔径为1000Å～10000Å）、大孔（孔径为10000～1000000Å）、裂隙（孔径大于1000000Å）。

孔隙率、孔体积与表面积 多孔性块煤的表观体积由煤的骨架体积和煤的孔体积组成。煤中不同孔径的孔体积之和为总孔体积，又称总孔容。单位质量煤中的总孔体积称为比孔容。总孔体积占煤表观体积的份数，称为孔隙率。单位骨架体积显示的密度为煤的真密度，表观体积显示的密度为煤的颗粒密度（视密度）。煤中具有一定数量的微孔，有大量的表面积。煤中微孔体积平均占总孔体积的55%，孔隙表面积占整个表面积的97%。由于煤具有可观的表面积，因而煤具有吸附瓦斯的能力。单位质量煤中的总表面积称为比表面积。

测定方法 测定煤孔体积、孔半径和表面积的方法主要有密度法、压汞法和吸附法，密度法用于测定块状煤的总孔体积和孔隙率；压汞法用于测定一定范围内的孔径和孔体积；吸附法用于测定微孔体积、孔径分布及表面积。其他方法有：①显微镜法。可放大1000倍（10^{-3}mm），主要用来观察煤炭组分、矿物、原生和次生微孔隙；②普通扫描电子显微镜法。用以观察煤的微观结构、煤岩组分及孔隙形态，可分辨出10^{-4}mm细节；③薄片透射电子显微镜法。可观察到煤的骨架结构——煤中芳香碳分子结构、排列状况及分子间孔隙等。

密度法 在采用汞置换法测出煤的颗粒密度S和用氦、湿润剂充填法（也可采取四氯化碳毛细凝聚法）测定煤的真密度d（测定仪器见彩图27、彩图28）的基础，按下式计算。煤的总孔体积和孔隙率：

$$V_g=\frac{d-s}{d\cdot s}$$

$$\theta=\frac{d-s}{d}\cdot 100$$

式中V_g为煤的总孔体积，mL/g；θ为煤的孔隙率，%；s为煤的颗粒密度，g/mL；d为煤的真密度，g/mL。

压汞法 根据毛细孔表面张力原理设计的方法。由于汞，与煤的湿润角为140°，需施加压力克服汞的表面张力才能将汞压入煤孔之中，给予的压力越大，进入的煤孔隙半径越小，压力与孔半径关系符合Washborn方程，因而可根据汞的压力及压入煤中的汞量来计算出煤孔半径和孔体积。Washborn方程为：

$$p=\frac{2\sigma\cos\phi}{r}$$

式中 p 为汞压力，MPa；r 为孔半径，Å；σ 为汞的表面张力，4.8×10^{-11}N/Å；ϕ 为汞对煤的湿润角，为 140°。

目前已有成套的测试仪器，压力为 200MPa 和 400MPa 的仪器可测 37～4000000Å、28～4000000Å 孔径范围的孔体积和孔分布。

吸附法　常采用质量法或容量法。其以煤为吸附体、氮（也用二氧化碳）为吸附剂，将煤样放入盛液氮的杜瓦瓶中，在测定氮气压力和饱和蒸气压的比值（p/p_0）在 0.05～1 时的吸附脱附等温线的基础上，按照有关公式计算出煤的微孔体积、微孔分布及比表面积。利用该法目前已研制出成套的测定仪器，美国有 ASAP－2000、2400 型孔径仪，中国有 ST－03 仪。ASAP 型孔径仪依据的是容量法，ST－03 仪依据的是流动色谱法。

当相对压力在 0.05～0.35MPa 范围内，气体分子单层布满煤微孔表面，可按照 BET 方程求出最大吸附量 V_m、系数 c、截距 i、斜率 s，最后计算出比表面积。

BET 方程　$$\frac{p}{V(p_0-p)}=\frac{1}{V_mc}+\frac{(c-1)p}{V_mcp_0}$$

$$V_m=\frac{1}{s+i};\quad c=\frac{s}{i}+1$$

比表面积　$$S_g=\frac{V_m}{V_g}NA_m$$

当相对压力继续增大，在孔隙相继发生毛细凝聚，气体成为液态，可利用开尔文方程计算出微孔径：

$$r=\frac{-2\sigma V_g\cos\phi}{RT\ln(p/p_0)}$$

式中 V 为相对压力下吸附量，mL/g；p 为压力，MPa；p_0 为气体饱和蒸气压，MPa；V_m 为最大吸附量，mL/g；c 为系数；S_g 为比表面积，cm^2/g；V_g 为克分子体积，cm^3；N 为阿弗加德罗常数；A_m 为气体单层分子排列截面积，cm^2；r 为孔半径，cm；σ 为流体表面张力，10^{-5} N/cm；ϕ 为湿润角，°；R 为热力学常数；T 为绝对温度，K。

煤的孔隙分布　煤中直径小仅 5～10Å、大至数毫米的孔均有分布。图 1 列举了利用压汞法测定的孔隙分布情况。图中 2 条曲线（压汞曲线和卸汞曲线）表示孔的累计体积，直方图表示各种孔径孔体积占测定总体积的百分比。从直方图看出，煤中直径 74～40000Å 的孔均有不同程度的分布，其中小于 1000Å 的孔（包含过渡孔及微孔）占较大比重，显现出孔分布的峰区，平均占总孔体积的 55%。图 2 列举了利用吸附法测定的微孔分布情况。图中显示煤中存在着大量 10～400Å 的微孔，小于 50Å 的孔平均约占 80%以上，并占居 96%左右的表面积。

影响因素　煤中孔隙体积、分布及形态与煤的变质程度、沉积环境、煤岩组分和地质构造运动等因素有

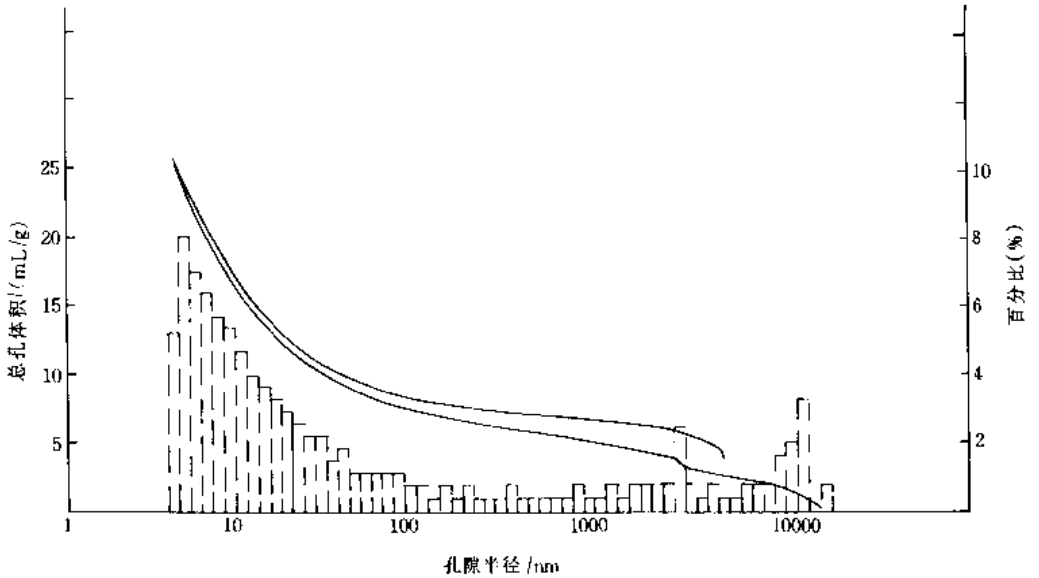


图 1　压汞法测定的孔隙分布

关。

煤的变质程度　煤的变质序列主要表现为化学元素和分子结构的改变。化学元素表现为碳元素增加，氢、氧元素的降低；分子结构表现为外围官能团减少、

桥键的脱落和芳香碳分子聚合、芳香碳片增大及排列整齐。分子结构的改变决定了煤孔隙体积、孔径分布的变化。希尔斯通过X衍射测定出的不同变质程度的煤具有的3种物理结构类型为：①低变质煤的敞开性孔结构。特征是芳香碳层片小，大量键桥连结，层片方向任意取向，构成三维多孔架式。这种结构孔隙性大，具有较大的孔；②中变质煤液性孔结构。芳香碳层片一定程度上定向，桥键大量脱落，形成活动性大的似流状结构，孔隙性最小；③高变质无烟煤结构。缩聚作用使芳香层片增大，多层叠合、定向排列使孔隙性复又增大，且具有较多的微孔。希尔斯的模式已被奥勃林所证实，他采用透射电镜和双束电子衍射成像技术拍到了煤变质序列分子结构和孔的图象。

沉积环境和煤岩组份　煤由煤岩组分和少量矿物

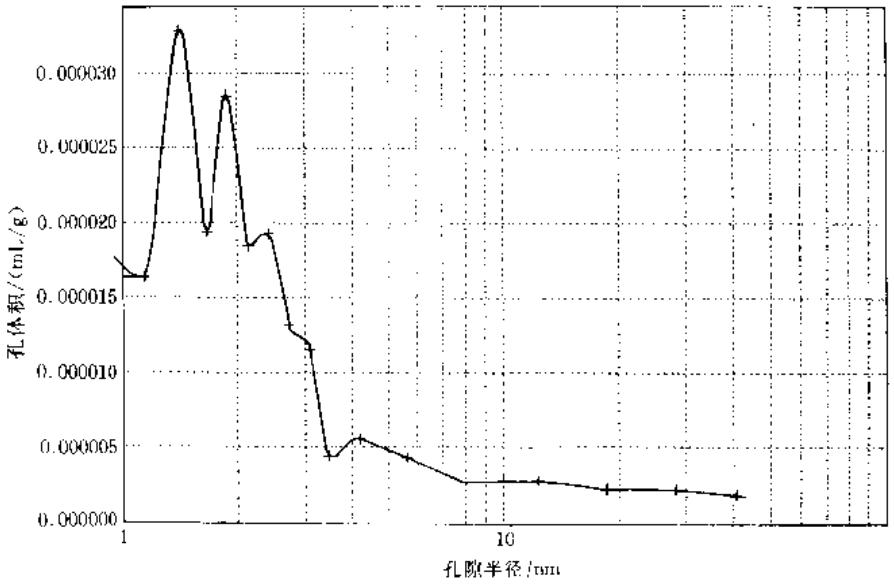


图2　吸附法测定的孔隙分布

所组成，在组分中及组分组合间均有孔隙存在。由于成煤物质和沉积环境的变化，煤岩组分的组合也不同，有单组分、双组分和三组分不同煤岩类型、而且组成百分比也不同，这些均导致煤孔隙和孔形的复杂变化。成岩过程由于沉积覆盖物覆盖煤层在煤中形成的原生微裂隙、微断裂以及碎粒结构也影响煤的孔隙性。

地质构造运动　成煤以后漫长的地质时期均经受一次或多次地质构造运动，在构造运动中，在应力的作用下，煤层的原生结构遭到破坏，原生裂隙得以扩大，同时产生新的裂隙，造就了裂隙密度网，使孔隙体积增大。实测的破坏煤和正常煤的孔容可相差数倍、乃至数十倍。构造运动能影响1000Å以上的孔容，对1000Å以下的孔容则影响很小。

各煤阶煤孔隙率的变化　因煤的不均匀性、煤孔隙分布和孔隙体积的多样性，实测煤的孔隙体积和孔隙率波动很大，同煤阶同煤层的试样，测值不同，彼此可相差数倍。孔隙率随煤阶的变化存在规律性带状分布趋势(图3)，且呈现低变质煤和高变质煤孔隙率大，中变质煤孔隙率小的两头大中间小的“U”字形变化。

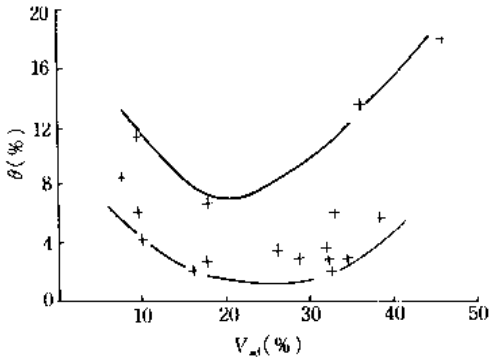


图3　不同变质程度煤孔隙率变化趋势

突出煤与非突出煤孔隙变化的差异　突出煤均为破碎煤，具有明显的外观结构特征。根据其外观特征将煤划分为五种类型（见突出区域预测），不同类型煤的孔容及孔径分布各不相同（表1、图4）。突出煤与非突出煤对比，小于1000Å的孔容没有多大区别，大于

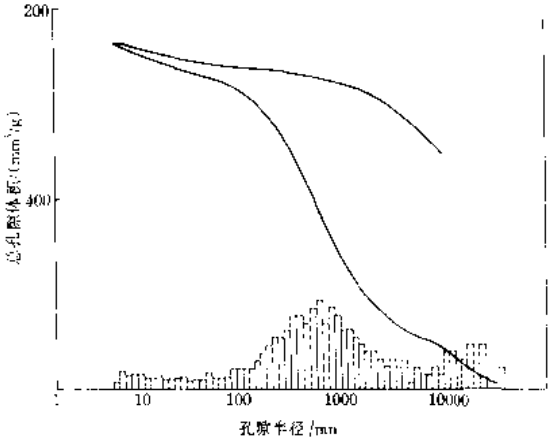


图 4 抚顺龙凤矿突出煤孔径分布图(压汞法测定)

1000Å的孔容随破坏程度增大而明显增加。由于突出煤遭受破坏，裂隙密度增加，影响到1000～10000Å孔区，孔分布出现峰区，微孔百分比相应减少。

表 1 抚顺龙凤矿突出地点附近不同破坏类型煤的孔容值

破坏类型	总孔容/(mm^3/g)	1000～4000000Å孔容		74～1000Å孔容	
		/(mm^3/g)	(%)	/(mm^3/g)	(%)
Ⅰ	19.18	6.95	36.2	12.23	63.0
Ⅱ	26.82	9.70	36.2	17.12	63.8
Ⅲ	34.78	16.53	47.5	18.25	52.5
Ⅳ	35.84	19.19	53.6	16.65	46.4
Ⅳ	182.6	161.86	88.6	20.74	11.4

参考书目

S. J. 格雷格 U. S. 辛，高敬琮等译，《吸附、比表面与孔隙率》，化学工业出版社，1989。

(杨思敬)

meide ziran qingxiangxing

煤的自燃倾向性 (coal spontaneous combustion tendency) 煤在常温下氧化能力的内在属性。煤炭自燃的条件之一。随煤种、煤的组分和煤岩成分、结构的不同而异。不同的煤层，其自燃倾向性也不同；掌握煤的自燃倾向性不仅是恰当地设计采煤方法、选择采区规模、合理设计矿井通风和防火措施的重要依据之一，也是选取储存和长途运煤防火措施的重要依据。20世纪初就开始对煤的自燃倾向性鉴定方法进行了研究。迄今，各国都根据自己的具体条件制定了鉴定方法。鉴定方法皆以检测煤的氧化性为基础来划分类别。一类以确定煤炭低温时的氧化性为基础，测定煤与氧气反应时的动力性。如英国学者 Win-mill T. F. 于1920年开始研制的吸氧量法，目前使用的有静态等温吸氧、非等温定速吸氧和在绝热条件下吸氧及双氧水等方法。不同的方法使用的氧化剂有纯氧、空气、硝酸盐、溴酸盐以及双氧水等；另一类以确定煤在相对高的温度下的氧化特性测定其着火温度或者温升的速率。测定煤炭着火温度(着火点)的方法主要有 Erdman、Davis，Орешко 等人提出的方法。测定煤的温升速率的方法有奥尔顿斯基和玛耶夫斯卡娅等人提出的方法。不同的方法采用不同的评定指标。世界各主要产煤国对煤的自燃倾向性的鉴定都作了具体规定。中国《煤矿安全规程》对煤的自燃倾向性的鉴定方法、分级指标等作出了规定。

鉴定方法 在不同国家使用或曾研究过的鉴定方法有温升交叉点法、温升速率法、双氧水最高温度法、着火温度降低值法以及色谱吸氧法等。中国曾使用过温升交叉点法、双氧水最高温度法和着火温度降低值法，目前采用色谱吸氧法。

温升交叉点法 利用氧气作氧化剂，通过测定煤自身升温的起始值确定煤自燃倾向性类别的方法。又称克雷伦法，为英国学者 J. Kreulen 制定。使用的设备结构如图1所示。测定时，先将煤样放于反应器皿内，通以10L/h的氧气，并供电加热，使反应器皿逐渐升温；同时测定器皿温度与煤温，将器皿温度与煤温相交的温度。作为区分煤的自燃倾向性级别的指标。

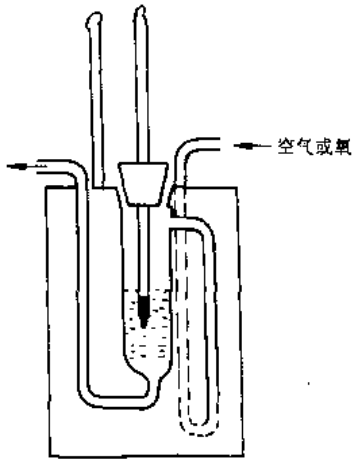


图 1 温升交叉点法仪器图

温升速率法　又称奥尔频斯基法，为波兰学者W. Olpinski制定，是波兰法定的鉴定煤的自燃倾向性的方法。它以检测煤在230℃时受空气流作用的氧化速率作为分类的指标。方法的制定者使用SZ^b符号予以表示。应用的仪器设备结构如图2所示：电炉1内的玻璃皿2中盛有喹啉C_9H_7N，通过调节可调电阻3控制电炉的加热温度使喹啉慢慢蒸发，并使其流经冷却管4时液化，以保证反应管5和蛇形管6一直保持230℃的恒温（喹啉的蒸发温度为237℃）；空气在蛇形管内被加热至230℃后流入反应管，其流速与流量根据流量计8的指示值利用活塞7调节；反应管内放有一支热电偶9，并与毫伏表10相连。测定时，将煤样粉碎成0.06～0.075mm的粒度，做成小圆柱体形，固定在热电偶9的一端，送入反应管5内，通以流速6cm³/s并加热至230℃的空气，从毫伏表上测定煤样的温度，读值的次数至少6次，230℃以上和以下各至少3次。随着煤和空气反应速度的不同，煤样超过空气温度的时间不同。

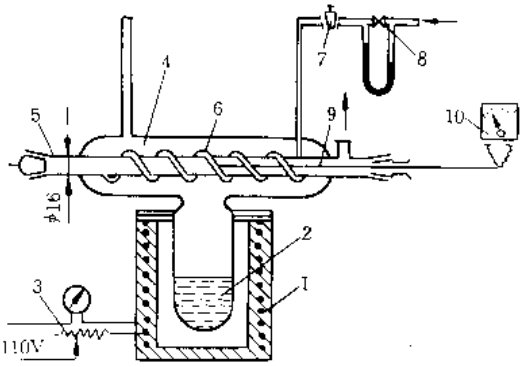


图2　温升速率法仪器图

1—电炉；2—喹啉容器；3—调阻器；4—冷却器；5—反应管；6—蛇形管；7—活塞；8—流量计；9—热电偶；10—毫伏表

测定后，根据测定结果，以温度和时间为坐标，绘制煤样的温升曲线。曲线上相当于230℃点的反应速率也就是该点的斜率，即是衡量煤的自燃倾向性的指标值：

$$SZ^b = -dT/dt = \operatorname{tg}\psi$$

式中SZ^b为不含灰分煤样在230℃时的氧化（反应）速率，℃/min；T为煤样温度，℃；t为温升时间，min；ψ为230℃点处切线与横坐标的夹角，°。

根据纯煤（不含灰分）煤样计算的指标值，将煤的自燃倾向性分为4级，见表1。

表1　温升速率法分级表

级别	煤自燃倾向性分类	SZ^b指标值/（℃/min）
Ⅰ	极少自燃	80
Ⅱ	很少自燃	80～100
Ⅲ	自　　燃	100～120
Ⅳ	很易自燃	>120

用原煤样（含灰分的煤样）进行鉴定时，SZ^b指标与SZ^a（含灰分煤样的测定结果）的换算式为：

$$SZ^b = SZ^a/(1-A)\times 100$$

式中SZ^a为原煤样（含灰分煤样）在230℃时氧化速率，℃/min；A为原煤样灰分，%；SZ^b为不含灰分煤样在230℃时的氧化速率，℃/min。

双氧水最高温度法　根据双氧水（过氧化氢）与煤反应的温升性质与煤低温氧化温升性质相似，且易燃煤与不易燃煤温升特性完全不同的原理，制定的煤炭自燃倾向性分级方法，简称双氧水法。为波兰学者Z. Maciejasz制定。使用的装置如图3所示。测定时，水浴中的水与恒温器中的水相连，形成回路，以保证试样在相同的条件下进行试验，不受外界的影响，使反应在近似于绝热条件下进行。初始反应温度恒定在18℃。

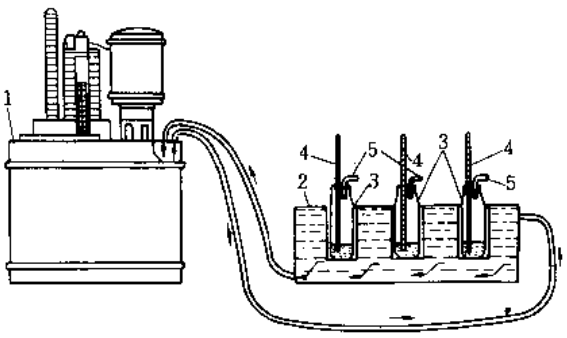


图3　双氧水法装置图

1—恒温器；2—水浴；3—试瓶；4—温度计；5—放气管

使用的煤样粒度为0.06mm。测定时，称量3.0g煤样放于瓷皿中，加入1.5cm³的蒸馏水；将湿润后的煤样倒入试样瓶内，加入20%的双氧水9mL并搅拌之；与加入双氧水的同时，按动秒表，记取时间和煤温度，一直到煤样温度达到最高温度90℃以上为止。

根据煤样达到最高温度值T_{max}及达到最高温度值的时间t_{max}，以及从50℃到90℃的时间$t_{50\sim90℃}$，将煤的自燃倾向性区分为3级，见表2。

着火温度降低值法　根据煤样被氧化后着火温度

表 2 双氧水最高温度法分级表

煤自燃倾向性级别	很易自燃	很少自燃	不自燃
指 标	$T_{max}\geqslant 90℃$ t_{max} $\leqslant 40min$ $t_{50\sim 90℃}$ $\leqslant 2.5min$	$T_{max}\leqslant 90℃$ $40min<t_{max}$ $<75min$ $2.5min<t_{50\sim 90℃}$ $<6min$	$T_{max}<90℃$ t_{max} $>75min$ $t_{50\sim 90℃}$ $>6min$

降低、且不随氧化剂而变的原理，进行煤炭自燃倾向性鉴定的方法。又叫 ΔT 法，或 Орцеанская Г. Л. — Веселовский В. С. 法。为原苏联所制定，中国曾广泛使用该法。使用的仪器、仪表如图 4 所示。

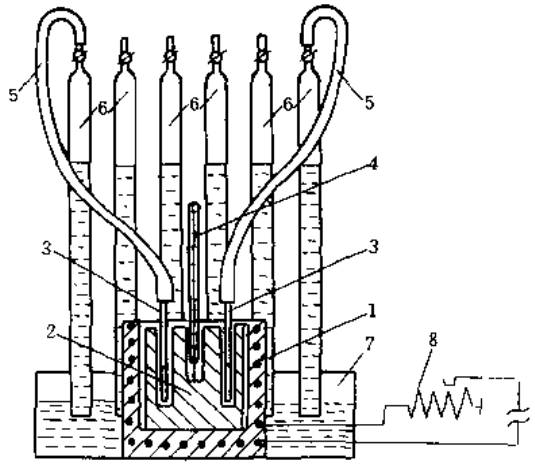


图 4 着火温度降低值法仪器图

1 加热器；2—铜恒温器；3—煤样管；4—温度计；5—联结胶管；6—集气管；7—水槽；8—调阻器

电炉 1 内放置的铜质恒温圆柱体 2 上钻有圆孔，用以放置试样管 3 和温度计或热电偶（到 400℃）4，试管直径 8mm、长 100mm，用胶管 5 使其与集气管 6 相连。实验前，从水槽 7 中把水吸入集气管，并将其另一端置入水槽内，铜圆柱体的温度由电阻器 8 调节。鉴定按如下顺序依次进行：

（1）将采集的煤样粉碎至 0.15mm 粒度以下。

（2）取粉碎好的煤样和亚硝酸钠按 1∶0.75 的质量比制成原样煤试样。

（3）取粉碎好的煤样和亚硝酸钠、联苯胺按 1∶0.75∶0.25 的质量比制成还原煤试样。

（4）取粉碎好的煤样，先用浓度为 30% 的双氧水按 1g 和 0.5mL 的比例配制，并搅拌均匀，置于黑暗处 24h，取出后放在空气中 2h，使双氧水蒸发掉；然后，在真空干燥箱内于 50℃ 的条件下烘干，再将其和亚硝酸钠按 1∶0.75 的质量比制成氧化煤试样。

（5）将原样煤试样、还原煤试样和氧化煤试样每一种各装入 2 支试管内，每支试管装 0.75g；然后，全部装入鉴定仪中，进行加热，升温速度保持 4～5℃/min，观测煤样的反应。

（6）试样发生爆发反应时，记录其反应温度。

（7）用 T_0、T_1、T_2 分别表示还原煤试样、原样煤试样和氧化煤试样的着火温度，计算还原煤试样与氧化煤试样着火温度之差值：$\Delta T=T_0-T_2$，以差值 ΔT 作为区别煤自燃倾向性的分级指标，将煤分为 3 级，见表 3。

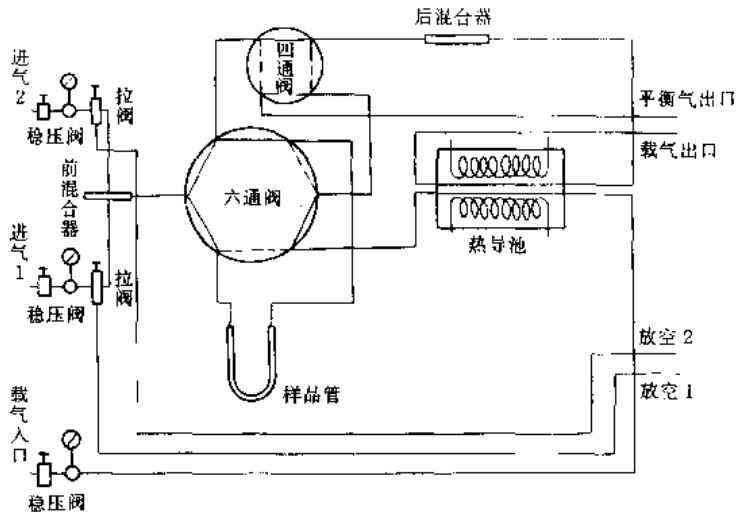


图 5 色谱吸氧法仪器气路图

表 3 着火温度降低值法分级表

级别	煤自燃倾向性分类	ΔT 指标/℃
Ⅰ	不自燃	10
Ⅱ	很少自燃	10～25
Ⅲ	很易自燃	>25

色谱吸氧法 根据煤低温时吸附氧为单分子层物理吸附的原理，应用双气路色谱技术，测定约定温度下吸附流态氧量的大小，区分煤的自燃倾向性级别的方法。为中国所制定。所用的仪器、设备外貌见彩图 29，气路如图 5 所示。

鉴定时，煤样粒度选为小于 0.15mm，用量 1.0±0.1g，以氮气为载气，流量 30±1mL/min；氧气作吸附气，

流量 20±1mL/min，吸附时间 20min，脱附时间至峰线走极限止。测定前，将煤样在氮气气流下于 105～110℃的温度下处理 1.5～2.0h，除去水分；然后将装好样品的样品管置于 30℃的环境下测定煤的吸氧量。测定后，根据 30℃下煤的吸氧量，并参照煤质化验结果，根据表 4 及表 5 规定的指标将煤的自燃倾向性划分为 3 级。

表 4 色谱吸氧法分级表

（褐煤、烟煤类）

自燃等级	自燃倾向性质	30℃常压煤的吸氧量/(cm^3/g 干煤)
Ⅰ	容易自燃	≥0.80
Ⅱ	自　燃	0.41～0.79
Ⅲ	不易自燃	≤0.4

表 5 色谱吸氧法分级表

（高硫煤、无烟煤（含可燃挥发））

自燃等级	自燃倾向性质	30℃常压煤的吸氧量/(cm^3/g 干煤)	全硫(%)
Ⅰ	容易自燃	≥1.00	>2.00
Ⅱ	自　燃	≤1.00	>2.00
Ⅲ	不易自燃	≥0.80	<2.00

煤的自燃倾向性鉴定方法尚有测定煤的质量变化、气体产物类别和数量以及绝热升温速率及静态吸氧量等数种，但尚未最终定型。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992 年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

В. С. Веселовский，《Химическая природа горючих ископаемых》，Изд. АН. СССР. Москва. 1955.

Z. Maciejasz F. Kruk，《Pożary podziemne w kopalniach，cześć 1》，Wydawnictwo，"Śląsk"、Katowice，1977.

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

（钱国胤）

meigong chenfei

煤工尘肺 (coal workers' pneumoconiosis)

煤矿工人在生产过程中长期吸入煤矿粉尘所患的尘肺，也称煤矿尘肺。包括煤肺、煤硅肺和硅肺 3 种类型。国外把煤工尘肺分为单纯性尘肺（simple pneumoconiosis）和复杂性尘肺（complicated pneumoconiosis）2 类，复杂性尘肺又称进行性大块纤维化（progressive massive fibrosis，PMF）。

由于煤矿生产过程中不同作业地点所产生的粉尘的种类和性质不同，因而从事不同工种的工人所患尘肺的种类也不相同。采煤工作面的工人接触的主要是含游离二氧化硅较低（一般均低于 5%）的煤尘，如果一直从事采煤工作、没有在岩石掘进工作面工作过，则所患的尘肺即为煤肺，煤肺是发病工龄较长、病情相对比较稳定的一种尘肺，一般不大会发展成Ⅱ期；在岩石掘进工作面工作的工人接触的岩石粉尘所含游离二氧化硅均在 10%以上，一般为 30%～60%，如果没有在采煤工作面工作过，则发生的尘肺即为硅肺，硅肺是煤工尘肺中发病工龄最短、病情进展快、较为严重的一种尘肺；既从事掘进工作又在采煤工作面或半煤岩工作面工作过的工人，由于接触的是煤与岩尘 2 种混合性粉尘，其所患的尘肺即为煤硅肺。由于煤矿工种不是长期固定不变，生产环境也不是截然能分割的，因此煤工尘肺中以煤硅肺居多、约占 60%～70%，硅肺约占煤工尘肺总数的 20%～30%；而由于单纯从事采煤的固定工很少，煤肺仅占煤工尘肺总数的 5%～10%。煤工尘肺主要发生在井工煤矿中，露天煤矿开采由于自然通风好，尘肺患病率很低。

不同种类粉尘的致病性不仅与其所含的游离二氧化硅含量、浓度、分散度有关，还与岩层的地质层位、煤的品位或碳化程度有关，层位越低、煤工尘肺新病例数增加越多，煤的品位或碳化程度愈高，危险性愈大。

煤工尘肺常见的并发症有肺部感染、肺结核、自发性气胸、肺心病和呼吸衰竭（见尘肺）。

病理改变 煤肺的基本病理改变为两肺满布大量黑色煤斑、煤尘灶、灶周气肿和小叶中心性肺气肿，肺泡间隔、小叶间隔以及胸膜等间质内有大量煤尘沉着；煤尘和吞噬了煤尘的巨噬细胞积聚在一、二级呼吸性细支气管及其伴行的小血管周围，可出现少量网状纤维，后期还有少量胶原纤维交织其中而构成煤尘纤维化，灶周有气肿如彩图 30 所示。

煤工尘肺中的硅肺与一般金属矿山的硅肺基本相似，有胶原纤维呈同心圆排列的典型硅结节，但由于煤矿岩石掘进工在生产环境中仍有接触煤尘的机会，因此硅结节的外周可见较多的煤尘灶，如彩图 31 所示（见硅肺）。

煤硅肺的病理改变主要是在煤肺基本病变的背景上有煤硅结节形成，这种煤尘与硅尘 2 种粉尘混合的煤硅结节内除有网状纤维增生外尚有胶原纤维交织其中，但胶原纤维排列不规则或呈旋涡状，如彩图 32 所

示，结节内有煤尘细胞和硅尘颗粒。粉尘中煤尘与硅尘所占比例不同，病变可多样化。

煤硅肺和硅肺发展到晚期可出现大块纤维化，这是因结节性病变（硅结节、煤硅结节）继续发展、密集、融合而成；这种大块纤维化病变在脱离粉尘作业后可继续进展，故又称进行性大块纤维化（PMF）。形成大块纤维化的机理比较复杂，广为接受的理论是硅尘、感染和免疫等学说。

X射线表现 煤工尘肺中不论是硅肺、煤硅肺或煤肺，X射线胸片的主要表现为类圆形阴影、不规则小阴影和大阴影。肺气肿是煤工尘肺的主要合并症，一般以两肺基底部气肿较多见，也可出现大泡性气肿。由于煤矿工人工种不同，吸入粉尘的种类不同，各种尘肺的X射线表现也有区别：硅肺的X射线改变以类圆形小阴影为主，密度较高，很少有不规则阴影，常伴有硅性肺门淋巴结肿大、蛋壳样钙化或出现胸膜增厚；煤肺的X射线特点为小阴影细小，密度低，边缘模糊不清，有类圆形小阴影，也可出现不规则小阴影，肺野比较模糊，呈毛玻璃状，肺门、胸膜改变不大，由于煤肺进展缓慢，很少形成大阴影；煤硅肺的X射线改变与硅肺基本相似，但类圆形小阴影密度比硅肺稍低；硅肺与煤硅肺发展到晚期时均可形成大阴影，一般在两肺上中部呈对称性分布（见尘肺）。

临床表现 煤工尘肺的临床症状取决于尘肺的期别和有无合并症。早期症状不明显，随着尘肺的进展，临床主要表现为气急、咳嗽和胸闷、胸痛；当合并感染时则咳嗽、气急加重，痰量增加，工龄长的采煤工可咯出少量黑痰；当咯出大量黑色油墨状痰液，常提示肺组织大块纤维化病变有坏死空洞形成；而咯血时，提示有合并肺结核可能；肺功能测定主要以阻塞性通气功能障碍为主，对于胸膜增厚明显者可同时出现限制性通气功能障碍；肺间质纤维化和肺气肿所引起的小气道损害较普遍，肺残气或残/总比增高，一氧化碳弥散量下降；晚期煤工尘肺患者由于肺纤维化加重，使肺脏有效呼吸面积破坏，代偿性气肿会加重，肺毛细血管床减少，通气—血流比例失调，患者可出现低氧血症和右心衰竭。

治疗 国外对煤工尘肺的治疗研究不多，中国在探索尘肺治疗方面作了大量研究，除克硅平外已筛选出磷酸羟基哌喹、汉防己甲素、柠檬酸铝等药物，并已试用于临床。但由于这些药物都是针对硅尘对肺泡巨噬细胞的毒性或胶原纤维研制的，因此对煤工尘肺中含硅量高的硅肺有一些作用，对煤硅肺就差一些，对煤肺基本上无作用。近年来中国已开展全肺大容量灌洗术治疗煤工尘肺，通过大容量灌洗能洗出沉积在气道或肺泡腔内的煤尘，但对已形成的肺间质弥漫性纤维化无病因治疗作用。煤工尘肺的治疗主要是治疗并发症，以达到减轻患者病痛、延长患者寿命（见尘肺）。

预防 预防煤工尘肺最根本的措施是积极做好防、降尘工作，使作业场所空气中粉尘浓度达到国家规定的卫生标准。由于矿井生产系井下作业，生产环境复杂，防尘难度大，必须采取湿式凿岩、煤体注水、采空区灌水、水封爆破、喷雾洒水和净化通风等综合防尘措施（见煤矿防尘）。机械化矿井采掘工作面中的粉尘70%~85%是由采、掘机造成的，因此滚筒采煤机和掘进机在生产中必须充分发挥机组上内外喷雾作用（见机采工作面防尘）。还应对井下粉尘作业场所进行经常性监测工作，加强对从事粉尘作业的工人的医学监护与防尘宣传教育工作；并加强个人防护。

参考书目

陈绍义主编，《煤矿尘肺》，煤炭工业出版社，1984。

赵仑福主编，《煤矿安全手册》（第十一篇），煤炭工业出版社，1991。

（杨祖六）

meikuang anquan

煤矿安全 （coal mine safety） 煤炭企业在建设、生产过程中所呈现的资源、设备的完好性不受威胁，人身健康不会受到伤害的一种过程状态。保证煤矿安全是煤炭生产实现高效运行的前提条件，也是煤炭企业所追求的一种生产状态。煤矿安全问题伴随着煤炭生产、建设全过程。从理论上讲，通过采取一定的技术、管理措施，煤矿安全是可以实现的，但由于煤炭开采活动大多是在井下进行的，作业空间狭小、没有阳光，生产环境极其恶劣，同时又时刻受到瓦斯煤尘爆炸（燃烧）、煤炭自燃、透水、顶板冒落、地温过高等自然灾害的威胁，因而要在生产实践过程中完全杜绝事故的发生是困难的。目前，世界各产煤国均未能完全杜绝事故的发生；但通过加强煤矿安全管理，采取开发应用新技术、新材料、新装备等技术措施，完全可将事故发生率及事故损失降下来，使煤矿安全状态达到一种较高水平。由于煤矿安全出现问题导致事故发生时，不仅会造成资源、财产、设备的损失，而且还会造成人员伤亡，进尔影响煤炭生产的正常进行和煤炭企业的经济效益的提高，因而煤矿安全在煤炭工业中具有举足轻重的地位和作用，历来是世界各产煤国极为重视的问题。为确保煤矿安全，世界各产煤国都制定有相应的法律法规、技术政策，成立有相应的管理机构，研究机构等。

煤矿安全是与煤炭开采同时出现的，随着开采规

模的扩大、开采范围的扩展，遇到的自然灾害增多，煤矿安全问题愈显突出。随着科学技术的进步、保证煤矿安全的措施有相当程度的完善，全世界的煤矿安全状况有了明显好转，煤矿事故百万吨死亡率呈下降趋势（见表1、表2）。实现煤矿安全的措施是加强煤矿安全管理措施和实施安全技术措施。

表1 几个主要产煤国家煤矿事故死亡率

单位：人/Mt

国 别	1980年	1990年	1995年	1996年
美 国	0.17	0.07	0.05	0.04
印 度	1.43	0.54	0.60	
俄罗斯①	1.07	0.96	0.85	0.70
南 非		0.23	0.16	0.23
波 兰	0.66	0.52	0.17	0.23
英 国	0.33	0.20	0.10	0.10

①1980、1990年为前苏联。

展望 随着社会的进步，科学技术的发展和人们对自然灾害认识的提高，防治自然灾害的技术也将逐步得到发展与提高，管理措施将得到进一步充实，控制灾害的能力将逐渐得到加强，煤矿安全会逐渐得到保证。

煤矿安全管理 从广义上讲，煤矿安全管理就是国家根据煤炭行业的特点及本国经济、政治、技术条件制定针对煤炭行业的产业政策、方针、法规等强制性条文的工作过程。从狭义上讲，就是煤炭企业按照国家所制定的安全生产方针、法律、法规、条例等，结合本企业的特有生产条件和生产规律，对生产规划和计划的优化选择、对作业人员的合理组织、对设备的合理选配过程。

安全生产方针 为安全地进行生产所提出的工作指导思想和行动准则。中国煤炭工业的安全生产方针是“安全第一、预防为主，综合治理，总体推进”。“安全第一”是指把安全放在一切工作的首位，生产和其他工作必须服从安全，把安全作为完成任务、做好各项工作的必备条件抓好，体现了人是最宝贵的思想。“预防为主”是实现“安全第一”的前提条件，要求预先熟悉并掌握自然灾害发生原因、发生规律，并采取防治措施，为从业人员创造安全、卫生、无害的劳动生产条件，消除危及人身安全和健康的一切不良条件和行为。“综合治理”是指从系统工程的原理出发，多方位、多因素地研究事故的预防方法和根治措施。它包括改善行政、技术、安全管理，提高人员素质和采取新技术、新装备以及开展科研和教育培训。是一种预防事故，避免或减少灾害损失的最佳方法。“总体推进”是指在综合治理的基础上安全生产抓好了，以此推动矿山各项工作，以安全促生产，以安全促效益，以安全促稳定，促进煤矿的各项工作整体推进。

表2 中国1986～1997年煤矿事故死亡率

年 份	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997
事故死亡率/（人/Mt）	7.53	7.43	6.70	7.07	6.66	5.78	5.43	4.78	5.15	4.89	4.08	4.63

中国煤炭行业为了贯彻安全生产方针，又提出了“管理、装备，培训三并重”的原则，这是中国煤矿安全生产长期实践经验的总结，是安全生产的二大支柱。“管理”体现了人的主观能动性，体现了对煤矿生产进行的组织、计划、指挥和控制；只要管理科学和细致，安全生产就有了保障。“装备”是人们向自然斗争的武器，先进的技术装备可以提高效率、创造良好的安全作业环境、避免事故的发生。“培训”是提高职工素质的主要手段。只有高素质的人材才能使用高技术的装备和进行高水平的管理，才能确保安全生产的进行。

中国为了贯彻所提出的安全生产方针，制定了8个方面的措施：①严格贯彻执行安全生产法律、法规和规章制度；②建立健全安全生产管理体系；③建立健全安全生产责任制、业务保安制和工种岗位安全责任制；④建立健全群众安全监督检查网（岗），实行群管群治；⑤认真组织、严格进行安全生产检查；⑥加强安全教育培训，提高队伍素质；⑦加强安全监察工作；⑧搞好事故预防和处理工作。

安全法规 国家及行业主管部门根据煤炭生产的客观规律，为确保生产过程中的人员、财产、设备、资源不受损失而制定的法律、法令、条例、规则、章程等强制性执行的行为规则。世界各产煤国根据本国煤炭企业的生产条件均制定有相应的法规。美国1952年制定有《煤矿安全法》，1969年颁布了《煤矿安全与保健法》，1977年又颁布了《联邦采矿安全与保健法》；印度颁布有《矿山法》、《煤矿规程》、《矿山职业培训条例》、《矿山救护条例》等；德国颁布有《联邦矿山安全法》、《矿山健康保护法》等；澳大利亚先后颁布的有《1946年煤炭工业法》、《1982年煤矿管理法》、《1984

年新南威尔士州煤矿管理条例》《1991年煤炭矿业法修正案》等；南非颁布的安全法规有《矿业法》、《职业安全与保健法》、《矿山安全与保健法》等；波兰颁布了《地质与采矿法》、《劳动法》、《地下矿安全与特殊火灾防治细则》等。中国制定的安全法规包括《矿山安全法》、《煤炭法》、《矿山安全监察条例》、《矿山安全条例》、《煤矿安全规程》、《矿山救护规程》等。

安全技术措施 为了从根本上防止灾害事故的发生、实现安全生产，通过科学实验和生产实践，在了解和掌握煤矿各种自然灾害的性质、发生和发展的条件及规律，及其对安全生产的危害的基础上，从矿区规划开始，贯穿矿井设计、矿井建设、矿井生产全过程采取的针对性的能切实避免各种自然灾害和其他事故发生，保证资源、财产免受破坏，人员健康免受伤害的各种技术措施。包括防止瓦斯燃烧、爆炸事故措施，防止爆尘爆炸措施，防止煤（岩）与瓦斯突出事故措施，防止从业人员发生尘肺病措施，防止矿井发生火灾措施，防止矿井透水或灌井等水害措施，防止冲击地压和顶板冒落措施，防止高温中暑措施，防止严寒冻人或严寒结冰坠井措施，防止运输及提升事故措施，防止机电事故措施，防止放炮伤人措施等。

参考书目

中华人民共和国能源部颁布，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国国务院颁布，《矿山安全条例》和《矿山安全监察条例》，劳动出版社，1982。

李学诚主编，《中国煤矿安全大全》，煤炭工业出版社，1998。

煤炭工业部安全司编，《中国煤矿伤亡事故统计分析资料汇编》，煤炭工业出版社，1998。

（张春发 辛广龙 方裕璋）

meikuang anquan biaozhipai

煤矿安全标志牌 (informative signs for coal mine) 用来规范人们的行为，以避免或减少人身伤亡事故，由安全色、几何图形、图形符号构成的信息语言。

美国、日本首先在矿山使用安全标志板。20世纪70年代德国、日本、苏联、英国先后制定出矿用安全标志标准。国际标准化组织(International organization for standardigation) 1984年公布了《(ISO) 3864—1984LE) 安全色和安全标志》(safety colours and safety signs) 国际标准。中国煤炭工业部于1985年颁布《煤矿井下安全标志》标准，中国国家技术监督局1993年发布实施了《矿山安全标志》国家标准，属强制性标准；对贯彻执行《矿山安全法》，促进矿山安全生产发挥了重要作用。中国煤矿安全标志牌有逆向反光和核激发夜光2种，按作用不同分为：禁止标志牌、警告标志牌、指令标志牌、提示标志牌和指导标志牌5种，共55枚。

禁止标志牌的几何图形为带斜杠的圆环，颜色为白底、红圈、红斜杠；图形符号为黑色。分为禁止烟火、禁止酒后入井、禁止抓乘矿车、禁止车间乘人、禁止攀牵线缆、禁止料罐乘人、禁止乘运输带、禁止明火作业、禁止乘人蹬钩、禁止跨越运输带、禁止入内、禁止通行、禁止停车、禁止启动、禁止合闸、禁止驶入16种，见彩图33～48。

警告标志牌的几何形状为等边三角形颜色为黄底、黑边；图形符号为黑色。分为当心瓦斯、当心冒顶、当心火灾、当心水灾、当心突出、当心有害气体中毒、当心爆炸、当心触电、当心坠落、当心坠入溜井、当心片帮滑坡、当心矿车行驶、当心列车通过、当心交叉道口、当心弯道、注意安全16种，见彩图49～64。

指令标志牌的几何图形为圆形、颜色为蓝色，图形符号为白色。分为必须戴矿灯帽、必须携带矿灯，必须携带自救器、必须桥上通过、必须系安全带、必须戴防尘口罩、必须穿戴防护绝缘用品、鸣笛、走人行道9种，见彩图65～73。

提示性标志牌的几何图形为长方形，为绿地、白图形或白地、红地相间，白图形符号。分为安全出口、电话、躲避硐、急救站、爆破警戒线、危险区、沉箱区、前方慢行、人风巷道、回风巷道、指示牌、路标12种，见彩图74～85。

指导性标志牌的几何图形为长方形、颜色为白色，图形符号为绿色。分为安全生产、文明生产2种，见彩图86、87。

参考书目

国家技术监督局，《GB1416I－93矿山安全标志》，中国标准出版社，1993。

（李世安）

meikuang anquan fagui

煤矿安全法规 (coal mine safety laws and regulation) 针对煤矿在生产建设中的特殊性，由国家或其授权部门，为改善劳动条件、保护劳动者的生命安全和身体健康、保护国家资源财产不受损失，以及生产建设的正常进行，所制定的各种法律、法令、规程、标准和规章制度等法律规范。属于劳动保护法规的范畴，具有劳动保护法规的强制性、规范性和科学性的属性。它能规范人的不安全行为，强化设备的安全运行状态、提高作业环境的安全水平，是实现煤矿生产建设

过程中的安全的根本保证。世界主要产煤国均制定有相应的煤矿安全法规，美国于1950年颁布了《矿山安全法》，英国于1953年颁布了《大不列颠女王陛下矿山和建筑材料安全法》。

种类 世界各国所制定的煤矿安全法规是互不相同的，种类有很大差别。中国的煤矿安全法规主要包括法律、法令、条例、规程、规范、规定、标准和规章制度。法律类主要包括《中华人民共和国宪法》、《中华人民共和国刑法》、《中华人民共和国矿山安全法》、《中华人民共和国矿产资源法》及《中华人民共和国煤炭法》等。条例类主要包括国务院颁布的《矿山安全条例》和《矿山安全监察条例》，煤炭工业部颁布的《煤矿安全监察条例》、《煤矿职工安全技术培训条例》以及《尘肺病防治条例》等。规程类主要包括：能源部颁布的《煤矿安全规程》和《煤矿安全规程执行说明》及《煤炭工业伤亡事故调查统计报告与事故调查处理规程》，煤炭工业部颁布的《煤矿救护规程》、《小煤矿安全规程》及《煤矿工人技术操作规程》等。指令、规范类主要包括煤炭工业部于1980年至1988年颁布的第1号至10号安全指令、1993年颁布的安全指令以及煤炭工业部、能源部先后颁布实施的《矿井防灭火规范》、《矿井抽放瓦斯管理规范》、《煤田火灾防治规范》、《防治煤（岩）与瓦斯突出细则》、《粉尘防治规范》以及《矿井反风技术规定》等；此外，还有国家权力机关、行业部委、地方政府和企业或企业主管部门制定的规定、决定、办法和通知等。

（王树玉）

meikuang anquan guicheng

《煤矿安全规程》 （Coal Mine Safety Rules）

中国根据《中华人民共和国宪法》关于“加强劳动保护，改善劳动条件”和国家的安全生产方针，结合煤矿特有的生产规律和环境特点而制定的一部具有强制性的安全技术法规。是煤矿安全法规的一种。是煤炭工业贯彻执行党和国家安全生产方针和国家有关矿山安全法规的具体规定，是保障煤矿职工安全与健康、保护国家资源和财产不受损失、促进煤炭工业现代化建设必须遵循的准则。是煤矿生产建设过程中必须遵守的“三大规程”中的一种。由国家煤炭行业主管部门制定。适用范围是全国煤矿企业、事业单位及其主管部门。

沿革 中国从1949年起，先后制订和修改过7次。目前正在进行第8次修订。

第一部“煤矿安全规程”于1951年9月由燃料工业部组织制订，当时叫《煤矿技术保安试行规程》（草案）。当时，中华人民共和国刚刚成立，全国煤矿中有30%～50%的采煤工作面采用的是非正规的残柱式采煤法，有30%的矿井采用自然通风，瓦斯、煤尘和火灾等方面的防治措施还没有起步，在这种历史背景下，为了恢复和发展煤炭生产，规范人们的行为，避免发生事故，即制定了《煤矿技术保安试行规程》（草案）。

第二部“煤矿安全规程”是1955年12月由燃料工业部组织修订和颁发的《煤矿和油母页岩矿保安规程》。三年（1950～1952年）恢复时期过后，中国煤炭工业随着国民经济的发展有了长足进步，原煤产量由1949年的年产32.43Mt增长到1955年的130.73Mt，生产技术也有了很大的进步；为适应第一个五年（1953～1957年）计划时期煤炭工业生产发展的需要，燃料工业部对《煤矿技术保安试行规程》（草案）进行了修改补充，并于1955年12月颁布这部《规程》。在修订过程中，在很大程度上是仿效苏联的《煤矿、油母页岩矿保安规程》而制订的。

第三部“煤矿安全规程”是1961年10月由煤炭工业部组织制订的《煤矿保安暂行规程》。经过三年恢复期和第一个五年计划后，煤炭工业的新技术、新工艺、新装备有了长足的进步与发展，长壁式采煤法，瓦斯、煤尘和火灾等防治技术，截煤机和联合采煤机得到了推广应用，煤矿安全生产过程中出现了新的情况，在这种背景下煤炭工业部制订了《煤矿保安暂行规程》。这部《规程》，仍然存在着照搬外国“规程”条文的现象。

第四部“煤矿安全规程”是1972年4月由煤炭工业部颁发的《煤矿安全试行规程》。这部《规程》是在当时煤矿事故频繁、人员伤亡和财产损失严重，中共中央发表了（1970）71号文件，指示“搞好安全生产，把被破坏了的安全工作恢复起来”的历史背景下修订颁发的。由于受当时历史条件的影响，这部《规程》没有针对煤矿安全生产上急需解决的技术规定、管理责任、组织保证、监督等做出明确规定，而是用“空洞”的条文和“口号”代替责任和监督，取消了安全监察专职机构和各类人员安全责任制，使得《煤矿安全试行规程》的贯彻执行没有组织保证，没有起到应有的作用。

第五部“煤矿安全规程”是1980年2月由煤炭工业部组织修改制订颁布的《煤矿安全规程》。根据1972年4月颁布的《煤矿安全试行规程》实施近8年时间暴露出来的问题，为了保护生产力，确保煤炭生产的安全，煤炭工业部从1978年开始集中煤炭生产、建设、设计、科研、院校等各方面的60余名专家对原有的《煤矿安全试行规程》进行了修改和补充，经过2年时间，于1980年2月颁布了符合当时煤矿安全生产实际情况的《煤矿安全规程》。这部《规程》颁布实施后，中国煤炭工业取得了很大发展，综合能力有了很大增强，

原煤产量由1980年的620Mt上升到1985年的847Mt，机械化程度由19%上升到40%，安全生产也出现了逐步好转的势头。

第六部"煤矿安全规程"是1986年7月由煤炭工业部颁布的《煤矿安全规程》。其是结合第五部"煤矿安全规程"贯彻执行过程中条件和情况的变化，为适应生产建设的需要，确保煤矿安全生产，在1980年版的《煤矿安全规程》的基础上经过修订而成的。

第七部"煤矿安全规程"是1992年10月由能源部颁布的《煤矿安全规程》。其是结合1986年版《煤矿安全规程》实施六年多时间里煤矿生产建设和科学技术的发展情况，为适应煤炭工业生产建设现代化的需要，确保煤矿安全生产，在1986年版《煤矿安全规程》的基础上经过反复修改而制定的，分为井工矿井适用的《煤矿安全规程》和露天煤矿适用的《煤矿安全规程》2部分；井工矿井适用的《煤矿安全规程》由15章523条构成，露天煤矿适用的《煤矿安全规程》由14章280条构成。其贯彻实施日期为1993年1月1日。

第八部"煤矿安全规程"正在修订之中，其是基于：①煤炭工业科学技术进步，出现了大量的新技术、新工艺、新装备、新材料；②煤炭管理体制发生了变化，政府和企业的安全职能有了新的变化和调整；③安全和管理技术方面暴露有不合理的因素等情况，在1992年版《煤矿安全规程》的基础上制定的。将适用于大、中、小型井工矿井和露天矿井。其修订制定过程中所遵循的原则和工作方法是树立一个基本观点、贯彻两个精神、做到三个统一、坚持四方面结合，即：树立科学的、实事求是的观点，以先进的科学技术为依据，以生产实践为基础，根据煤矿的实际装备水平、技术水平，既要结合实际，又不迁就保护落后；贯彻改革开放、由计划经济向市场经济过渡的精神，贯彻政企分开、扩大企业自主权的精神；做到统一规范用语，统一技术标准和技术名称，统一使用法定计量单位；坚持国家机关、生产现场、科研设计和大专院校相结合。

1992年版的主要内容 依照煤矿安全工作的性质，分为安全技术、安全管理和安全工程设施3大类。

安全技术 是按照煤矿生产的客观条件和自然规律确定的正确操作技术方式。属于这一类内容的条文占条文总数的65%。主要规定了煤矿在生产中哪些应该做、哪些禁止做和哪些在采取措施后可以做。

安全管理 是按照煤矿生产特点，结合现实社会条件，确定的如何对煤矿安全工作进行管理的方式方法。属于这一类内容的条文占条文总数的27%。主要规定了安全机构的设置，各级各类人员的安全责任制和在安全方面的奖罚。

安全工程设施 根据煤矿生产条件的特殊性，为保证安全生产，对某些工序必须设置的安全工程和设施作出的规定。属于这一类内容的条文占条文总数的8%。

作用

(1)具体体现了国家对煤矿安全工作的要求，进一步调整了煤矿企业管理中人和人之间的关系。

(2)正确反映了煤矿生产的客观规律，明确了安全技术标准，调整了在煤矿生产中人和自然的关系，树立了人要按照客观规律和标准进行生产工作的观念。

(3)有利于加强法制观念，限制违章，限制因忽视煤矿安全工作而酿成的犯罪，实现安全生产。

(4)有利于保护职工监督安全的民主权利，用群众管理的方法搞好安全生产。

（王树玉　任三琴）

meikuang anquan jiancha

煤矿安全监察 (coal mine safety control)

为保障煤矿安全，国家政府部门和企业自身对煤炭企业执行国家生产法规情况、矿井生产的安全状况，设备的完好情况、从业人员的素质等进行的检查、分析、判断和提出的处理意见等。世界上主要产煤国家均根据本国情况建立了相应的安全监察机构，负责矿山安全情况的监督。由于各国的体制、管理模式、法律体系互不相同，因而各国的煤矿安全监察范围、机构的组织形式，权限等也互不相同。

国外安全监察机构 世界各主要产煤国的监察机构、监察方法各具特点，互不相同。

英国 有煤炭局内部设的安监局和政府设的国家安全监察局2套系统。煤矿生产建设同时受这两个系统的安全监察。煤炭局内部的安监局设主任工程师，负行政和技术全面责任。主任工程师下设分管各专业监察助手。各矿务局设相应的安全工程师和助手，对所属煤矿分专业进行安全监察。各矿设安全工程师和安全员，他们对上向矿务局安全工程师负责，对下监察该矿的安全生产。同时，各局、矿还设有通风和防尘工程师，受安监局领导，专门从事本专业的安全技术工作。

国家安全监察局依据国家和煤炭系统制定的规程、条例、标准对煤矿进行检查，一旦发现违章，可直接通知银行扣款，作为对企业的处罚，也可以诉诸法律，以法处理企业经营者。

波兰 1956年以前是在产业内部进行监察，即由采矿动力部自己监察自己；由于收效甚微，1956年，波兰组建了最高矿山安全监察局，隶属部长会议，由政府

总理直接领导，代表政府对矿长实行安全监察，独立于采矿动力部之外，监察人员具有独立的人事、工资等方面的关系，人员大多数从有经验的矿长或总工程师中选调。国家给最高安全监察局及其分局赋予的权力很大，有权对违章指挥者处以警告、严重警告、停职反省、甚至终身撤职，有权对违章人员直接处以罚款、拘役，直至开除公职，不需要向任何部门建议。

美国　1973年美国内政部成立了采矿安全监察局（MESA）。该局下设煤矿保健与安全等5个处。煤矿安全与保健处在全国设有10个地区办公室。采矿安全监察局于1978年划归劳工部，并改名为采矿安全保健局，向煤矿派驻监察人员；州政府也向煤矿派驻监察人员，各煤矿公司还有专管安全机构的人员。煤矿的安全生产活动通常是在联邦政府、州政府和煤矿公司的安全人员经常监督下进行的。采矿安全监察局在发现矿工安全受到严重威胁时，可不经正式立法程序颁布有效期为9个月的紧急法令，当矿主违反安全法时，将受到警告，即使尚未酿成灾害，如有潜在危险，90d内不采取改正措施，采矿安全监察局有权下令撤出工人，直至封井。安全法授权劳工部长可向联邦法院起诉，以制裁不服从采矿安全监察局命令的矿主。

原苏联　有全苏国家矿山技术监察委员会（下设煤炭矿山监察局，各加盟共和国设立监察委员会及监察局）和煤炭部安全技术司－煤炭公司安全监察处矿安全监察员2套监察系统。国家矿山技术监察委员会的主要任务是监督检查矿山执行安全法规和事故情况，检查环境保护和审批各部的规程。煤矿监察部门不仅立法，而且执法，对违章指挥、违章作业有权处理，直至追究刑事责任。

日本　有通产省设的地区公害局和在矿山比较集中的地点设立的矿山保安监督部2套。地区公害局与保安监察部属于同级机构，都设有若干的矿务局监督部。重大事项由通产大臣直接决定。

中国煤矿安全监察机构　有国家安全监察机构和煤炭企业安全监察机构2类。国家安全监察机构的作用是对矿山企业、事业及其主管部门执行《中华人民共和国煤炭法》、《中华人民共和国矿山安全法》《煤矿安全规程》等法律法规的情况进行监督。设在国家经济贸易委员会安全生产局。2000年1月国务院批准设立了国家煤炭安全监察局。煤炭企业安全监察机构是在煤炭企业内成立的机构，监察的内容除监督检查国家颁布的有关安全法规、条例和规程贯彻执行外，还要监督本企业内部有关安全生产规定的贯彻执行情况。

职责

(1)对煤矿企业、事业单位贯彻执行国家的安全生产方针、政策、法令、法规、规程、条例的情况进行监督检查。

(2)参加工程设计、作业规程的审查工作，并监督施行。

(3)参与制订安全规划、措施、安全生产责任制和业务保安制度，并监督检查贯彻执行情况。

(4)监督检查安全设备、设施、装置和仪器的使用和运转情况。

(5)检查现场隐患，参与组织领导定期的安全大检查和重大不安全隐患的调查，提出改善（进）意见，并督促有关部门及时解决。

(6)监督检查安全技术措施经费的使用，以及工程进度和效益情况。

(7)调度安全动态，掌握安全情况，组织安全活动，总结安全工作，定期研究事故趋势。

(8)参加组织事故调查，分析事故原因，总结教训，制订防范措施，追究责任，督促事故单位按期上报事故报告。

(9)协同有关部门开展安全教育、练兵和比武及有关法规的学习。

(10)监督检查《灾害预防和处理计划》的编制、演习和执行情况。定期检查矿山救护队的战斗能力。

(11)指导群众安全检查网的活动。

(12)负责安全监察人员的思想教育及业务学习。

权限

(1)安全监察人员凭监察证在所管辖范围内，有权随时进入任何作业场所进行安全检查。

(2)安全监察人员发现不安全问题时，有权要求有关部门采取措施，限期解决。发现有造成事故的紧急危险时，安全监察人员有权令其立即停止作业，撤出人员。

(3)安全监察人员有权制止违章指挥和违章作业。对严重违章和事故责任者有权追究责任，提请企业领导研究处理。

(4)安全监察部门有权参加企业有关安全生产的各种会议，索要有关文件、资料、报告和图纸等。

(5)安全监察部门有权对工程质量的定级进行审核，追究不按质量标准施工和验收人员的责任。

(6)煤矿各级领导拒不接受正确意见，坚持违章指挥、冒险作业或因工作打击报复时，安全监察人员有权越级上告。

安全监察的工作步骤　包括观查，分析、判断和检验，以及作出处理决定3步。

观、查　就是要看设计、作业规程、责任制、设备设施和作业场所；查隐患、查征兆、查事故。通过观查

及时捕捉不安全因素的信号。

分析、判断和检验　即捕捉的信息的甄别，其目的是做出结论。要求捕捉信息要真实，甄别信息要准确。

处理决定　即在科学判断的基础上，及时做出的结论。要求及时和正确。

参考书目

中华人民共和国国务院颁布，《矿山安全条例》和《矿山安全监察条例》，劳动出版社，1982。

（张春发）

meikuang anquan xitong gongcheng

煤矿安全系统工程　(coal mine safety system engineering)　应用系统工程的原理和方法对煤矿生产过程中的安全问题进行定性和定量分析，评价及预测并采取综合安全措施予以控制，使煤矿生产过程中发生事故的可能性减少到最低限度，从而使煤矿生产过程达到最佳的安全状态的分析管理方法。是安全系统工程学科在煤矿中的具体应用。应用安全系统工程分析方法可以发现事故隐患；预测由于事故隐患和人为失误引起的危险；为设计和安全生产提供安全措施方案；为安全管理提供组织措施；为措施效果作出总的评价，并作出优化选择。煤矿安全系统工程中的安全分析方法常用的有安全检查表法、事件树分析法、事故树分析法、危险性预先分析法、人体生物节律法、安全目标管理法、煤矿安全信息法和现代安全管理模式法 8 种。

安全检查表法　将受检对象事先加以剖析，把大系统分成若干个子系统，然后确定检查项目，以提问的方式将检查项目按系统顺序编制成表的检查方法。简称 SCL 法。

安全检查表具有内容系统全面，易于实现检查标准化、规范化，直观、可使人一目了然，有利于分清职责范围、落实各种安全责任制，有助于督促隐患整改，编制简单，容易掌握，适用性很强等特点。可根据工程需要设计成不同样式。常用的有设计安全检查表，矿井或露天矿安全检查表、区队安全检查表、专门机构专业人员安全检查表以及安监人员安全检查卡片等 5 种。采用提问方式，以“是”或“否”来回答，“是”表示符合要求，“否”表示不符合要求。安全检查表可将所有导致事故的不安全状态和行为，列为检查项目。

事件树分析法　将事故全过程分成若干阶段，一步一步地进行分析，每一步都从成功和失败的 2 种可能的后果来考虑，直到最终结果为止，所分析的过程用树状图表示，用时序逻辑原理进行分析的作法。简称 ETA 法。

事件树分析法是从原因分析结果的一种宏观分析。由于后一事件是在前一事件出现的情况下而出现的，能够较快的描绘出事故发展孕育、发生的过程，查找事故隐患，研究预防事故的最佳对策。基本方法是从事故起因事件开始，途经原因事件到结果事件，每一事件按成功或失败 2 种状态分析，最后得出各种可能结果；在有各事件的发生概率的基础上，可定量计算事故发生概率值。

事故树分析法　利用把事件与逻辑门连接而构成的树图，对事故进行分析、预测和控制的方法，简称 FTA 法。

事故树分析法能对各种系统的薄弱环节进行全面系统的分析，找出导致事故的多种因素和逻辑关系，可发现潜在危险和提出有效措施。由于用树图表示，层次清晰、简明形象，便于掌握，是一种颇受欢迎的分析方法。

事故树分析法的理论基础是概率论、布尔代数和数理统计。事故树是把不希望发生的事件作为顶上事件，然后层层分析导致顶上事件发生的中间事件及基本事件，根据各事件的逻辑关系用“或门”或“与门”将这些事件连结起来而构成的树图。根据基本事件发生的概率可定量计算出顶上事件发生的概率。

事故树分析法的分析过程有 3 个阶段：①定性分析：广泛收集并分析有关统计资料，选择顶上事件，编制树图，求出最小割（径）集及基本事件重要度。②定量分析：给出基本事件的发生概率，求出顶上事件概率、概率重要度、临界重要度。③制定预防事故对策：根据各种可能导致事故的基本事件组合，可根据难易程度，订出切实可行的措施。

危险性预先分析法　对可能出现的危险类别、危险出现的条件及其可能造成的后果作大概的分析，判别系统的潜在危险、确定其危险等级，防止这些危险性发展成事故的分析方法，简称 PHA 法。

危险性预先分析法的分析步骤为：①调查收集同类事故情况；②确定危险源；③识别危险转化条件；④划分危险等级；⑤找出控制危险的措施。危险等级一般分为四级：一级。安全的，不会发生危险；二级。临界的，处于事故边缘状态，应予采取控制措施；三级。危险的，应立即采取措施；四级。灾难性的，必须予以排除，如不能控制，可改变工艺，减少损失和伤亡。

人体生物节律法　根据人体生物节律，判定从业人员某一时间行为的安全程度，指导从业人员的工作安排，确保生产安全的一种方法。适宜应用于作业时需要高度集中注意力、操作精细和危险性较大的行业的从业人员。于 1946 年在瑞士兴起，20 世纪 80 年代初

传入中国。

生物节律的基本内容是：①人自从出生之日起到生命终结，体力、情绪、智力呈现周期性变化；②周期性变化呈正弦波形，体力 23d 一周期，情绪 28d 一周期，智力 33d 一周期；③每个正弦周期分为高潮期、低潮期和临界期，高潮期时，人体力充沛、情绪高昂、头脑清醒、思维敏捷，低潮期和临界期时人疲劳烦躁、反应迟钝、注意力不集中、易出事故。

安全目标管理法 安全目标管理法是目标管理在安全生产中的应用，既是相对独立于安全系统之中，又是整个目标管理的一个分支。

目标管理是 1954 年美国管理学家杜拉克提出的，中国应用仅有十几年的历史。它的主要内容是，企业将企业总目标分解为每个管理人员和职工的分目标，只有每个职工都达到了自己的目标，企业总目标才能完成。应用于煤炭安全生产上总目标就是消灭死亡和将各类事故降到最低程度；实施时是通过将确定的安全目标分解到各基层单位，把煤矿全体人员都组织在目标管理体系中，使每个人的工作直接或间接的与企业安全目标相关。这样职工能看到自己的工作与安全目标的关系，由于明确了自己的任务和价值，因而可达到全面推动安全工作的目的。

安全目标的制定要考虑和体现整体性、激励性、可行性、应变性、针对性的原则。制定目标一定要针对矿井生产情况和特点，要把安全生产活动中最关键的问题列入。制定安全目标的程序是决策、分解和控制。

参考书目

谢进伸等编，《实用煤矿安全系统工程》，中国科学技术出版社，1980。

孙桂林等编，《安全工程手册》，中国铁道出版社，1989。

沈斐敏主编，《安全系统工程基础与实践》，煤炭工业出版社，1991。

阮崇武等主编，《安全知识实用大全》，文汇出版社，1996。

杨大明主编，《煤矿安全系统工程》，山西科学教育出版社，1991。

邸志乾等主编，《矿井灾害处理与分析》，中国矿业大学出版社，1991。

（杨春勃）

meikuang chuchen

煤矿除尘 (coal mine dust removal) 从作业场所的含尘空气中，将悬浮的粉尘捕集并分离出来，使空气得以净化所采取的技术措施。它包括控制粉尘扩散和抽尘净化技术。控制粉尘扩散是除尘的先决条件，合理的通风方式和适宜的风量，或应用附壁风筒可有效地将悬浮粉尘控制在最小范围内。抽尘净化是用局部或整体密闭罩将尘源点或整个工艺设备密闭，控制尘源，通过连接密闭罩和除尘器的抽尘风筒，把含尘空气吸入除尘器中进行净化处理，使粉尘同空气分离；效果取决于抽尘效果和除尘器的除尘效率。广泛用于掘进工作面改善作业环境的劳动卫生条件，并已扩展到输送机转载点、翻笼、煤仓等作业场所。

参考书目

严兴忠等编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1992。

（陈治中）

meikuang fangchen

煤矿防尘 (dust control in coal mine) 降低矿井空气中粉尘浓度和防止煤尘爆炸及其传播的技术。煤矿粉尘危害性极大，它不仅污染工作场所，危害人体健康，甚至引起尘肺病和皮肤病；而且能加速机械的磨损，缩短精密仪表的使用时间；并会降低工作场所的可见度，使工伤事故增多；且煤尘在一定条件下还可以发生爆炸。做好防尘工作是保证煤矿安全生产的一个重要方面。中国《煤矿安全规程》对防尘工作作了具体规定。

煤矿的各个生产过程中都可以产生矿尘。按作业地点分，以采掘工作面，尤其是综采和机掘工作面的矿尘浓度最高；其次是运输系统中的各转载点。对于同一作业地点，矿尘的产生量随生产工序和生产方法的不同而不同，机械化程度越高，矿尘产生量就越多。

煤矿防尘技术措施包括：减少粉尘产生技术、降尘技术、除尘技术、通风排尘、个体防护和预防煤尘爆炸及其传播技术。几种防尘技术并用的措施称为综合防尘措施。煤矿防尘工作必须针对尘源特点而采取相应的防尘技术。中国煤矿中多采用综合防尘措施。

煤矿防尘工作不仅包括采用先进的防尘技术措施和高效的防尘设备，而且包括科学的管理。

减少粉尘产生量 减少和抑制尘源，是防尘工作治本性措施。包括：煤层注水预先湿润煤体或注入化学药剂（见煤层注水防尘）；采空区灌水注浆（见采空区灌水防尘）；湿式凿岩和煤电钻湿式打眼，水封爆破和放炮充填水炮泥，改革采煤机截齿和钻具、寻找最佳截割参数等（见减少粉尘产生量）。

降尘 使悬浮于空气中的粉尘及早沉降的措施。主要有洒水喷雾、采用适宜风速和泡沫降尘等（见煤矿降尘）。

除尘 将悬浮的粉尘捕集并分离出来，使空气净

化的措施。包括控制粉尘扩散和抽尘净化技术。主要是利用吸尘器和捕尘器完成（见煤矿除尘）。

通风排尘 采用通风的方法，稀释粉尘并排出作业场所的技术。通风排尘存在最佳排尘风速，风速过大，风量过多，过大的风速会使已沉降的粉尘二次飞扬，会增加作业场所的粉尘浓度；风速过低，风量过小，粗粒矿尘将与空气分离下沉，不能有效排出矿尘，同时，也不能有效稀释含尘空气而降低矿尘浓度。1979年苏联出版的《煤矿防尘手册》规定回采工作面按粉尘因素确定的最佳排尘风速为1.5～3.0m/s；德国测定的最佳排尘风速为2.0～3.0m/s，当煤的水分为5%或采取综合防尘措施，降尘率达到98%时，最佳排尘风速可达4.0m/s；英国和美国测得的最佳排尘风速为1.5～2.0m/s和2.3～2.5m/s；中国四方台矿和岭东矿测得的最佳排尘风速为1.5m/s（并随煤的水分增加而增大）和1.5～2.2m/s。实际上，大多数高瓦斯矿井、煤与瓦斯突出矿井工作面基本上都按稀释工作面瓦斯的要求进行配风，工作面风速都超过最佳排尘风速；在这种情况下，对于防尘工作，只有加强综合防尘措施加以弥补。

采煤工作面采用与运煤方向一致的下行通风方法，可以减小风流与煤流相对速度，减少二次扬尘。掘进工作面以压、抽混合通风方式的排尘效果最好。

个体防护 个体防护的防尘用具有防尘面罩、防尘帽、防尘呼吸器、防尘口罩等。工作人员佩戴防尘用具后，既能呼吸到净化后的清洁空气，又不影响正常操作。中国生产有多种防尘口罩，并在煤矿中得到普遍应用（见防尘口罩）。防尘帽是将矿工使用的矿帽、照明用矿灯及防尘面具三者结合在一起的个体防护用具，它利用矿灯电源（或自带RH电源）驱动装在矿帽上的微型电机，把含尘空气抽入，通过过滤器净化后，空气从头盔中流出，经面罩供佩戴者呼吸，其阻尘率达95%，但呼出的水蒸气易在面罩上形成水珠，影响视线。

防止煤尘爆炸及其传播 防止煤尘爆炸措施包括防止煤尘云爆炸措施、防止沉积煤尘重新飞扬参与爆炸的措施以及防止产生引爆火源的措施（见煤尘爆炸预防）。防止煤尘爆炸传播的措施有：设置岩粉棚、水槽（袋）棚、隔爆水幕（见煤尘爆炸隔绝）。

粉尘管理 重要内容是粉尘危害程度分级及其管理。

原苏联把矿层按产尘能力（采落的煤中含有的能转为浮游状态的尘粒（70μm以下粒度）的总量与采落煤的总量的比值，亦称单位产尘量）进行粉尘因素的分组，规定了各粉尘组别应采用的防尘措施，见表1及表2，还规定了各种采煤机和掘进机工作时产尘能力的计算方法，以便在设计阶段就可按粉尘因素确定其允许的使用范围、并选择应用时所必须采用的综合防尘措施；此外，还规定了按粉尘因素评定工人劳动卫生条件的计算方法。

德国、西班牙及法国对煤矿粉尘实行另一种分级管理方法，分别把作业环境按依据粉尘的SiO_2含量划分的呼吸性粉尘浓度及按呼吸性粉尘浓度与依据SiO_2含量计算出的粉尘职业接触限值的比值制定出

表1 采煤工作面的粉尘组别及防尘措施

矿层的粉尘组别	单位产尘量的变化范围/（g/t）	建议采用的防尘措施
Ⅰ	小于50	喷雾，压气喷雾、使用水空气引射器
Ⅱ	50～100	预先湿润煤体结合喷雾或泡沫除尘 预先湿润煤体结合压气喷雾或使用水空气引射器
Ⅲ	100～150	预先湿润煤体和高效喷雾（向截割带喷雾） 预先湿润煤体结合泡沫除尘或高压喷雾 预先湿润煤体结合压气喷雾或使用水空气引射器
Ⅳ	150～250	
Ⅴ	250～400	预先湿润煤体、喷雾和捕尘*
Ⅵ	400～600	预先湿润煤体，压气喷雾和捕尘
Ⅶ	600～1000	除了采用Ⅴ和Ⅵ组煤层的防尘措施外，人员不得留在空气含尘量高的地点
Ⅷ	1000以上	

* 如果采煤机未装备捕尘器，应当规定人员不得留在空气含尘量高的地点。

表 2 掘进机掘进巷道时的防尘措施

掘进机工作时的单位产尘量/(g/t)	建议采用的防尘措施
0～30	外喷雾，使用水空气引射器，压气喷雾
30～60	吸尘，高效喷雾（向截割带喷雾），外喷雾结合吸尘
60～90	预先湿润煤体，水空气引射器结合吸尘
>90	预先湿润煤体，高压喷雾（向截割带喷雾）结合吸尘 水空气引射器结合吸尘

粉尘危害级别，并对各种工作能力等级（尘肺X射线类别）的接尘人员在不同级别作业场所中工作的班数作了限制，而且实行作业环境的更换（调离）制度。

中国于20世纪80年代中期，制定出《生产性粉尘作业危害程度分级》国家标准的方案，因采用总粉尘浓度及短时间测定方法等问题而未能得以实施。拟以游离SiO_2含量、呼吸性粉尘浓度及接触粉尘的累计时间等因素为主要依据，重新制定粉尘危害分级标准和与之相配套的分级管理方法，以利于对煤矿粉尘实施分级管理，强化防尘工作。

中国煤矿防尘沿革 20世纪50年代初期，中国煤炭生产处于复苏阶段，防尘工作基本是空白，井下作业风钻干打眼，采煤机干割煤，粉尘浓度极高，基本无防尘措施，20世纪50年代后期至70年代中期，推广普及以湿式凿岩为标志的防尘措施，并以喷雾洒水和控制风速为手段对煤尘隐患进行防治，使矿井防尘工作普遍得到加强。20世纪70年代后期以来，防尘措施日趋配套，防尘手段逐渐完善：岩巷掘进工作坚持湿式凿岩、冲洗岩帮、装岩洒水、放炮前后喷雾和采取个人防护措施；半煤岩和煤巷掘进工作面使用侧式供水煤电钻和水炮泥；采煤工作面采用煤层注水、采煤机组内外喷雾，炮采工作面使用侧式供水煤电钻、水炮泥和放炮前后喷雾；主运输巷实行水幕净化，装载点洒水喷雾；开采有煤尘爆炸危险的煤层时采取撒布岩粉或架设隔爆棚（水槽棚、岩粉棚）等措施，构成了综合防尘系统。防尘设备、测尘仪表等也相继研制成功，并已投入使用。随着科学技术的发展，煤矿防尘技术将向机械化、自动化、遥测遥控的方向发展，并改革落煤工艺，减少粉尘的产生，进一步研究粉尘的特性，研究新的物理、化学、生物防尘方法。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

穆智宏主编，《煤矿防尘与粉尘检测》，黄河出版社，1992。

李云初主编，《粉尘防治与尘肺病研究》，山西科学技术出版社，1992。

（刘新强）

meikuang fangshexing weihai

煤矿放射性危害 (coal mine radioactive pollution) 煤矿中存在的放射性物质超剂量照射人体或侵入人体后，所造成的从业人员机体暂时性的或永久性的损害。

由于在岩石和土壤中广泛存在着许多天然放射性核素，因而随着采矿作业的进行，生产过程中放出的矿尘中所包含的各种放射性物质就会对矿工造成放射性危害。煤矿中的放射性物质以氡气为主，有些矿井中存在着钍系、锕系等放射性物质。煤矿放射性危害以氡气及其子体的吸入危害为主。矿井下应根据工作环境中氡的浓度不同采取不同的防护措施：可通过防降尘降氡，以控制矿岩和矿水中析出的氡气及子体产物；利用口罩、面具、气衣等个人防护器材，减少工作人员吸入放射性气溶胶的量。

由放射性损伤造成的放射病分为急性放射病、慢性放射病、放射性烧伤和远期随机效应等，煤矿中极少见急性放射病和放射性烧伤。

急性放射病 短时间内大剂量电离辐射由外部作用于人体而引起的全身疾病。一般来说，一次全身照射超过一戈瑞（Gy）时，即可引起急性放射病。穿透力很强的γ射线，X射线及中子流等是引起急性放射病的病原因子，对机体的作用分直接作用和间接作用。直接作用是电离辐射作用于对生命有重要意义的脱氧核糖核酸、核蛋白及酶类等大分子，使其产生电离、激发或导致化学键断裂，引起分子变性和结核的破坏。间接作用是电离辐射作用于水分子，使其发生电离和激发，产生大量具有强氧化作用的$-OH$、$-HO_2$自由基，再同细胞内有机化合物相作用而引起变性，继而在体内产生一系列生物效应，使细胞膜通透性发生改变、代谢紊乱，产生大量毒素引起细胞组织破坏、神经和内分泌系统的调节功能障碍等。

慢性放射病 机体在较长时间内反复受到超过容许剂量的X、γ射线或中子的体外照射，当累积剂量超过一定范围时引起的慢性全身性疾病。早期表现为倦怠、乏力、头痛、头晕、记忆力衰退、睡眠障碍、心悸、气短、多汗等神经衰弱症候群，以及食欲不振、恶心等消化系统症状。在内分泌方面，男性可有阳痿、性欲减退、生精细胞受损而致精子数量减少和形态改变等，女

性可有经期延长、周期缩短、痛经、闭经等月经失调症状；少数病人可出现肾上腺皮质机能减退。因受照部位和放射线种类的不同，有些受照者可能有视力减退、视物模糊、眼睑干燥等症。其他临床表现有牙齿松动、脱发、皮肤皱纹增多，同时免疫功能会降低。

这些临床表现早期为可逆反应，病情亦较轻，经短期脱离射线工作并经适当治疗可减轻或消失，但随着病情的发展，可能由机能性变化转为器质性改变，症状会随之加重。

放射性烧伤 因皮肤吸收了大量放射性能量，或放射性物质直接落在皮肤上而造成的一种放射性疾病。其外观基本上与太阳晒伤相似，但潜伏期长，且病变能扩展到深层组织。临床表现为慢性皮炎，毛囊萎缩，毛发脱落，皮肤干燥、苍白、脆弱、失去弹性；有的会出现硬结性水肿或慢性溃疡，甚至发展成放射性皮肤癌。

远期随机效应 这类效应与受照放射性剂量有关，但不存在剂量阈值。有辐射致癌和遗传效应2种。

辐射致癌 在受到急性或慢性放射性线照射的人群中，白血病、肺癌、甲状腺癌、乳腺癌、骨癌等各种癌的发生率随照射剂量的增加而增加。辐射诱发各种癌症的潜伏期和灵敏度各不相同，并有很大的波动。

遗传效应 辐射能使生殖细胞的基因发生突变和使染色体畸变，使受辐照者的后代人各种遗传疾病的发生率增高，形成有害的遗传效应。

参考书目

国家环境保护局颁布，《辐射防护规定GB8703—88》，中国标准出版社，1989。

国际辐射防护委员会（ICRP）第30号出版物，《工作人员的放射性核素摄入量限值》，原子能出版社，1984。

国际辐射防护委员会（ICRP）第32号出版物，《工作人员吸入氡子体的限值》，原子能出版社，1984。

（付永森）

meikuang fenchen

煤矿粉尘 (dust in coal mine) 煤矿掘进、采煤、运输等生产过程中，随着煤岩体被破碎而产生的、并能在空气中悬浮一定时间的固体物质细微颗粒的总称，又称矿尘。煤矿粉尘包括岩尘（细微颗粒的岩石粉尘）和煤尘（细微颗粒的煤炭粉尘），以浮游状态和沉积状态存在于井下，是煤矿重大自然灾害之一。多数煤尘具有爆炸性，能发生煤尘爆炸；长期在有粉尘的环境中作业的人员易患尘肺病。防治煤矿粉尘是矿井通风安全管理部门的重点工作之一。煤矿粉尘的危害性取决于粉尘化学组分、粒径、粒度分布等粉尘性质和通风、防尘工作的优劣。不同矿井由于自然条件和生产条件不同，粉尘的产生量不同；同一矿井中不同生产工序、不同地点的粉尘产生量也不同。了解煤矿粉尘的特性及其产生、运移规律，采取有效的防尘措施控制粉尘，是改善矿井劳动卫生条件、提高生产效率及保证矿井安全生产的基础。

对煤矿粉尘的研究，涉及到空气动力学、采煤学、化学、安全工程学、医学等学科；研究的主要内容包括粉尘的性质、防尘措施、除尘设备及检测仪表等。研究方法包括实验室试验及煤矿现场考察；实验室试验包括对粉尘某些性质的测定、在大型试验巷道及多种爆炸试验装置中进行爆炸及防爆、隔爆措施效果的模拟试验等；粉尘的产生及其分布，粉尘的运移规律，注水、灌水等防尘措施，喷雾降尘、除尘器除尘等措施的研究主要在煤矿现场进行；对尘肺病的发病原因、病变发展过程及尘肺病的防治主要在室内进行。根据研究结果，制定了防尘措施与管理制度；随着研究的深入，对防尘措施与管理制度进行了不断地修改与完善。中国《煤矿安全规程》对煤矿井下卫生标准和防尘措施作出了具体规定。

分类 按组分、性质、存在状态、粒径及对人体的危害程度的不同，煤矿粉尘分为煤尘（微细颗粒的煤炭粉尘）、岩尘（微细颗粒的岩石粉尘），爆炸性煤尘（呈云状悬浮于空气中在一定条件下遇高温热源能发生爆炸或传播爆炸的煤尘）、无爆炸性煤尘（在高温热源作用下不发生爆炸的煤尘），悬浮粉尘（能在矿井空气中悬浮的粉尘）、沉积粉尘（在自重作用下，不能悬浮于空气中而降落于巷道顶、底板和两帮、材料及设备上的粉尘），总粉尘（悬浮于矿井空气中含各种粒径在内的粉尘，亦称全尘）、呼吸性粉尘（能被吸入人体肺泡区的浮尘），可见粉尘（粒径大于10μm、肉眼能看见的粉尘）、显微粉尘（粒径为0.25～10μm、在显微镜下才能看见的粉尘）、超显微粉尘（粒径小于0.25μm、在电子显微镜下才能看见的粉尘）等。

影响粉尘产生的因素 有自然条件因素和生产条件因素，包括煤层的赋存条件、地质构造、煤岩物理性质和采掘机械化程度、生产集中化程度、采煤方法及截割参数、生产工序、通风状况等。

煤层赋存条件 煤层的倾角、厚度不仅会限制采掘施工的方式方法，而且对防尘措施的使用和效果都有极大影响。开采急倾斜煤层比开采缓倾斜煤层的煤尘产生量要大，开采厚煤层比开采薄煤层的煤尘产生量要高。

地质构造 在地质构造复杂、断层褶皱发育、受地

质构造运动破坏强烈的地区，开采时粉尘产生量大。火成岩侵入会使煤体变脆变酥，开采时粉尘产生量要多。

煤岩物理性质 节理发育且脆性大的煤易碎，水分含量低、结构疏松而又干燥坚硬的煤（岩），在相同的截割条件下产生的粉尘既细微、量又大。

采掘机械化程度 随着采掘机械化程度的提高，粉尘产生量也随之增大。在地质条件和通风状况基本相同情况下，不采取防尘措施时，炮采工作面放炮时的粉尘浓度一般为300～500mg/m³，机采工作面割煤时的粉尘浓度为1000～3000mg/m³，综采工作面割煤时的粉尘浓度达4000～8000mg/m³，有的甚至更高；炮掘工作面放炮时的粉尘浓度为1300～1600mg/m³，机掘工作面掘进时的粉尘浓度达2000～3000mg/m³。从产尘量与落煤量的关系看，20世纪20～30年代苏联统计为煤矿井下每昼夜所产生的粉尘量一般只相当于昼夜产煤量的0.25%～1%，最高才达3%；1982年中国黑龙江省双鸭山矿务局调查表明，综采工作面割煤时的产尘量相当于落煤量的5.6%～9.0%，最高达9.6%。

采煤方法和截割参数 在相同煤层条件下，采用不同的采煤方法其产尘量不同。急倾斜煤层用倒台阶采煤法比用水平分层采煤法的产尘量大得多；全部垮落法管理顶板比充填法管理顶板产尘量要大。

采掘机械截齿的形状和排列、牵引速度、截割速度、截割深度等都直接影响着粉尘的产生量。

生产工序 对于同一作业地点，矿尘的产生量随生产工序的不同而不同。一般打眼、放炮、机械割煤时产尘量多，装煤、运煤、支架时产尘量少。

通风状况 通风能稀释并排走矿尘，但风速过高又能将沉降的矿尘吹扬起来，增加浮尘浓度。串联通风时，含尘空气被带入工作面，这种通风方法的工作面粉尘浓度高于分区通风的工作面。采用下行通风方法的（上平巷进风、下平巷出风）采煤工作面粉尘浓度低于采用上行通风方法的采煤工作面。

煤矿尘害防治 采取综合防尘措施才能将空气中粉尘浓度控制在国家规定的卫生标准以内。综合防尘措施包括煤矿防尘、煤矿降尘和煤矿除尘3个方面。具体措施是指对每一个生产工序和环节的尘源，都采取一项或多项防尘措施，以减少粉尘的产生量，降低作业场所的粉尘浓度，主要有通风排尘、湿式作业、含尘空气净化（喷雾洒水、泡沫降尘、除尘器除尘）、煤层注水、采空区灌水等（见煤矿防尘 煤矿降尘 煤矿除尘）。为了减少尘肺病的发生，除做好综合防尘工作外，还需加强个体防护，在含尘浓度高的环境中作业的人员须佩戴防尘器具（防尘面罩、防尘帽、防尘呼吸器、防尘口罩）。为防止发生煤尘爆炸及其传播，需将空气中浮尘浓度降到爆炸下限浓度以下，并清除沉积煤尘、撒布岩粉，严格控制火源，设置水槽棚、岩粉棚隔爆设施（见煤尘爆炸预防、煤尘爆炸隔绝）。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1992。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993。

赵书田编著，《煤矿粉尘防治技术》，煤炭工业出版社，1987。

（辛广龙 王茂吉 方裕璋）

meikuang fenchen jiance

煤矿粉尘检测 （measurement of coal mine dust） 对粉尘浓度、粒度分布、游离二氧化硅含量及有害组分所进行的测定工作。目的是及时了解煤矿采掘工作面等作业场所粉尘对安全生产的影响及对作业人员健康的危害程度，正确评价煤矿作业场所的劳动卫生条件，检验防尘技术措施和除尘设备的防尘效果，是煤矿通风管理部门日常基础工作之一。中国《煤矿安全规程》对粉尘检测时间及井下有人工作的地点及人行道的空气中粉尘最高允许浓度作了规定。

20世纪初，人们认为所有的粉尘都是有害的，检测项目仅局限于粉尘的数量浓度或者质量浓度。由于从1936年到1943年在英国医学研究委员会（British Medical Reasearch Coucil，BMRC）的主持下，在南威尔士（South Wells）矿进行的尘肺的发生和发展的研究得出了尘肺的发生和发展决定于呼吸性粉尘的质量和粉尘的化学组分的结论，因此，粉尘检测的项目增加为粉尘浓度、粒度分布、游离二氧化硅含量及有害组分的测定。

浓度测定 20世纪60年代以前，很多国家的粉尘浓度采用数量浓度表示，只有中国和苏联采用质量浓度表示。70年代以后，随着尘肺的发生与肺内粉尘的沉着量有关结论的得出，呼吸性粉尘采样器和测量仪在不少国家相继投入使用。美、日、法等国进入了检测数量浓度与呼吸性粉尘质量浓度并用的阶段，英国、德国采用检测呼吸性粉尘质量浓度，并进行分级的管理制度。目前各国均逐渐向检测呼吸性粉尘质量浓度的方向发展。

粒度分布测定 20世纪60年代前采用显微镜镜检法进行测定。70年代以来采用根据激光照射法，光散射法，离心沉降式光吸收法等原理制成的粒度分析仪，进行检测。中国目前处于显微镜镜检法和粒度分析

仪并用的阶段（见粉尘粒度分布测定）。

游离二氧化硅含量测定 20世纪60年代前，采用焦磷酸质量法和硷熔钼蓝比色法进行测量。70年代以来，逐渐采用X射线衍射法和红外分光光度法测量。目前中国采用焦磷酸质量法、红外分光光度法和X射线衍射法来测量游离二氧化硅含量（见游离SiO_2含量测定）。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993。

（王耀明）

meikuang fenchen nongdu cedingyi

煤矿粉尘浓度测定仪 （measuring instrument for coal mine dust concentration） 测定矿井空气中所含粉尘量大小的装置。用以了解、评价作业场所空气中粉尘对工人健康的危害程度和对安全生产的威胁程度，研究和改善防尘技术措施，评价防尘措施的效果。是煤矿安全和劳动卫生工作中经常使用的一种装置。有滤膜采样测尘装置和实时粉尘测量仪2类。中国煤矿使用的粉尘浓度测定仪主要用来测定粉尘质量浓度（见粉尘浓度测定）。

沿革 最早使用的粉尘浓度测量仪是1916年发明的科兹（kotze）检尘计，其是先在作业场所采集粉尘样品，再将样品置于显微镜下计数来测量粉尘的数量浓度；随后各种型号的冲击式检尘计，热沉降仪等相继出现；20世纪40年代后期研制出了在作业场所采集粉尘样品，用天平称量来测量总粉尘质量浓度的粉尘采样器。1954年英国首先研制出赫克斯莱特（Hexliet）呼吸性粉尘采样器，并于1964年研制出了实用的NCB/MRE 113A型呼吸性粉尘采样器，中国在20世纪80年代初研制出了呼吸性粉尘采样器；1936年德国研制出了光散射的丁达尔计（Tydallo meter），1963年改进后的丁达尔计开始在煤矿中应用，20世纪60年代日本、苏联等国生产了光吸收式粉尘浓度测量仪；20世纪70年代以后，多种型号的光散射式连续粉尘浓度监测仪相继研制出来，β射线和压电石英晶体振荡原理的总粉尘和呼吸性粉尘质量浓度测量仪也先后投入使用。

发展趋势 今后，粉尘浓度测量仪将向高准确度、大使用范围方向发展；呼吸性粉尘采样器将向体积小型化、采集样品连续自动化方向发展。

滤膜采样测尘装置 利用滤膜采样器在作业场所采集粉尘样品，利用称量装置测定样品质量的装置。主要由粉尘采样器、天平、计时器、干燥器等组成。其是利用粉尘采样器以某一流量抽取一定体积的含尘空气，当含尘空气通过滤膜时，粉尘被阻留在滤膜上，根据采样后滤膜的增量和抽取空气的体积即可计算出空气中粉尘的质量浓度：

$$C=\frac{m_2-m_1}{Qt}\times 1000$$

式中C为粉尘质量浓度，mg/m^3；m_1、m_2为采样前、后滤膜的质量，mg、mg；Q为抽气流量，L/min；t为采样时间，min。

当滤膜上采集的是含尘空气中全部粉尘时，测得的粉尘浓度称为总粉尘质量浓度；当滤膜上采集的是能进入人体肺泡的那部分粉尘时，测得的粉尘浓度称为呼吸性粉尘质量浓度。

粉尘采样器是滤膜采样测尘装置的关键部件，是采集空气中粉尘样品的器具，有总粉尘采样器、呼吸性粉尘采样器及多级粉尘采样器3种。

总粉尘采样器 以一定流量采集含尘空气并通过滤膜捕集空气中全部粉尘的器具。主要由电源、抽气泵、稳流器、流量计和采样头等部分组成，有的还具有计时器和采样体积显示器，结构原理如图1所示。有短周期采样器和长周期采样器之分，其主要技术指标见表1。总粉尘采样器所采集的粉尘样品可用以确定尘源强度、了解产尘环境被粉尘污染的程度、寻找防尘措施的薄弱环节和用来对作业场所进行常规粉尘监测。

呼吸性粉尘采样器 以一定流量抽取含尘空气，用滤膜或吸尘器捕集能进入人体肺泡的那部分粉尘的

表1 总粉尘采样器的主要技术指标表

技术参数 / 仪器类别	采样流量 /（L/min）	采样流量变化（%）	负载能力 /Pa	流量计准确度	噪声 /dB（A）	连续工作时间 /min
短周期总粉尘采样器	≥15	5	1500	2.5级	<80	≥100
长周期总粉尘采样器	≥1	5	1500	2.5级	<80	≥48

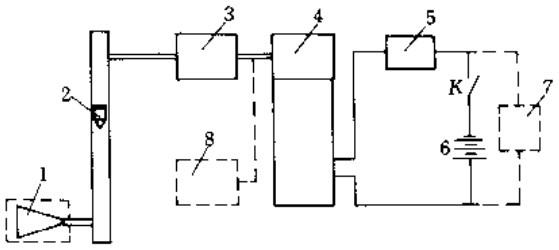


图 1　总粉尘采样器的结构原理图

1—采样头；2—流量计；3—稳流器；4—抽气泵；5—恒流控制器；6—电源；7—计时器；8—采样体积显示器

器具。主要用于作业场所粉尘的常规检测和作业者个人粉尘暴露浓度的测量。是在总粉尘采样器的基础上添加预捕集器而构成的，有的呼吸性粉尘采样器在取下预捕集器后就能采集总粉尘样品。

呼吸性粉尘采样器的关键部件是预捕集器，它透过的粉尘符合呼吸性粉尘采样效率曲线。用于呼吸性粉尘采样器上的预捕集器有水平淘析器、旋风分离器、惯性冲击器和向心分离器几种，其结构原理如图 2 所示。

水平淘析器　由单层或多层薄板构成的水平的平行狭缝。当含尘气流通过平行狭缝通道时，大颗尘粒会因重力作用而逐渐沉降在薄板上而被捕集。

旋风分离器　又称旋风器，其利用离心力的作用从旋风气流中把大颗尘粒抛向圆筒内壁，在尘粒自身的重力作用下分离并被收集在旋风器的底部。

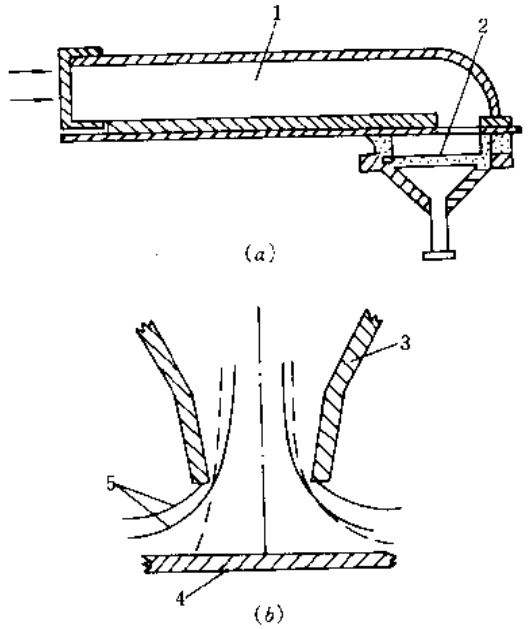


图 2　预捕集器结构原理图

a　水平淘析器；*b*—惯性冲击器；*c*—旋风分离器；*d*—向心分离器

1　水平淘析器；2—过滤器；3—喷嘴；4—冲击板；5—流线；6—旋风器；7—孔板；8—锥形管嘴

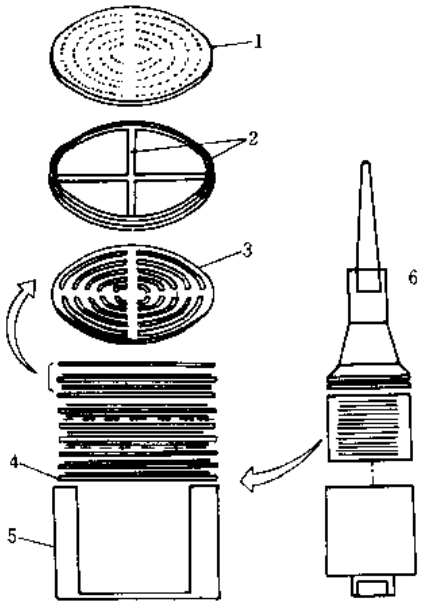
惯性冲击器　其是利用喷嘴使含尘气流以一定的速度流向冲击板，借助于惯性用冲击板将大颗尘粒捕集。

向心分离器　是用顶端带孔的空心锥体代替冲击板的惯性冲击器。当含尘气流以一定的流速向锥体顶部冲击时，大颗尘粒会因惯性运动进入锥体端孔而被其中的滤膜捕集。

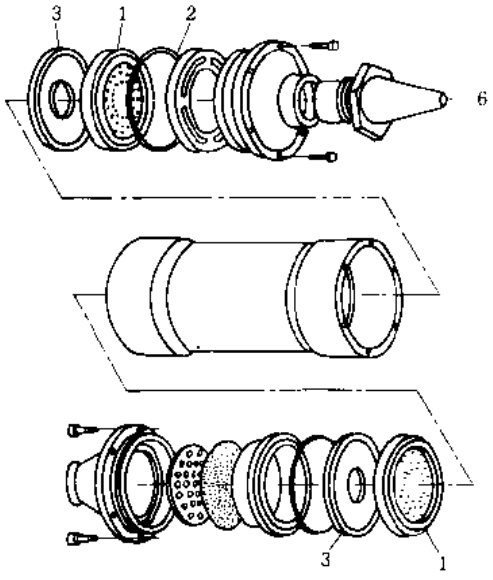
呼吸性粉尘采样器有短周期采样器、长周期采样器和个体粉尘采样器几种，均按呼吸性粉尘采样效率曲线（BMRC 曲线或 ACGIH 曲线）（见测尘仪器检定）采集呼吸性粉尘样品，采样流量为一固定流量。

多级粉尘采样器　为了获得含尘空气中某些粒度范围的粉尘质量浓度或者粉尘的质量粒度分布，需要使用多级收集粉尘的采样器。主要有图 3 所示的级联冲击器和串联旋风器。

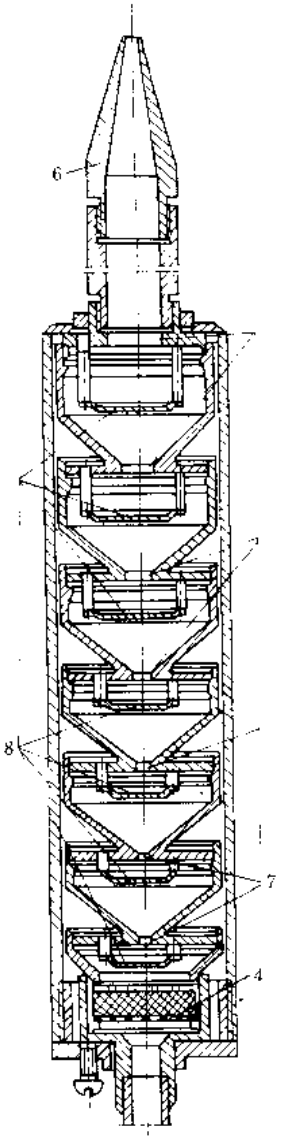
级联冲击器　由截面为圆形或矩形的喷嘴和靠近喷嘴放置的隔板等基本构件组成。当喷嘴高速喷射的含尘气流靠近冲击板时，由于会迅速转弯而变成与隔板平行的流动，并进入串联的第二级，这样气流中惯性大的尘粒即会撞击并沉积在隔板上；如果把几个喷嘴依次串联并逐步减少喷嘴的直径及喷嘴与隔板的距离，这样射流速度会逐渐增大，撞击并沉积在隔板上的



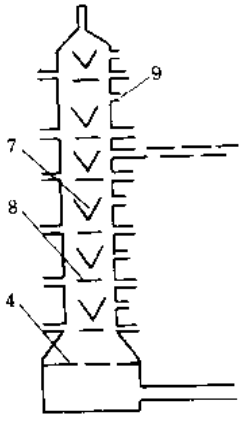
(a)



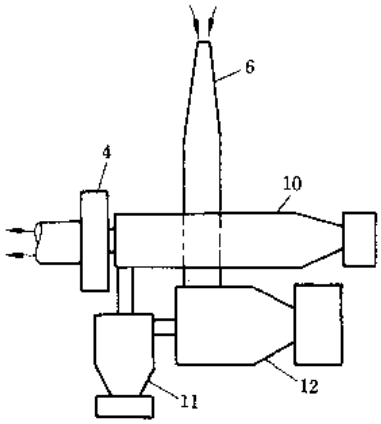
(b)



(c)



(d)



(e)

图 3 多级粉尘采样器结构原理图

a—Andersen 型冲击器；b—华盛顿大学Ⅱ型冲击器；c—НИИОГАЗ 冲击器；d—CGC—1 型冲击器；e—SRi 型采样器

1—分级喷嘴；2 分隔环；3—集尘片（板）；4 后置过滤器；5—板夹；6—气流入口；7 单孔喷嘴；8 隔板；9 真空度测试孔；10—旋风器；11、12—旋风器

尘粒会愈来愈小。级联冲击器的喷嘴分单孔和多孔两大类，通常都是由两级以上喷嘴串联而成。

串联旋风器 由几个大小不同的旋风器串联而成。每个旋风器的分割直径 d_{50} 逐级减少，在终端设高效过滤器，以捕集漏过的粉尘。旋风器的分割直径 d_{50} 与采样流速和温度有关，因此在采样期间应保持采样流速和温度的稳定。

直读式粉尘浓度测量仪 根据粉尘对光的吸收、光的散射、β 射线吸收、压电石英晶体振荡频率的变化等特性，在作业场所直接测量粉尘浓度或者在固定点连续监测粉尘浓度的仪器。是集采样与测量于一体的粉尘测量仪器。有光吸收式、光散射式、β 射线吸收式、压电石英晶体粉尘浓度测量仪等多种。

光吸收式粉尘浓度测量仪 根据粉尘对光的吸收特性，将光源发出的光照射到滤膜上，通过测量采样前、后透过滤膜的光通量的变化测出滤膜上的粉尘量的仪器。滤膜在采样前后的光通量的变化可表示为：

$$\phi=\phi_0 e^{-Km}$$

粉尘浓度为：$C=\frac{m}{V}=\frac{1}{KV}\cdot\ln\frac{\Phi_0}{\Phi}$

式中 K 为消光系数；ϕ_0、ϕ 为采样前、后滤膜透过的光通量；m 为滤膜上吸附的粉尘质量；C 为粉尘的质量浓度；V 为通过滤膜的含尘空气体积。

光吸收式粉尘浓度测量仪主要由测量部分和含尘气流采样部分组成。由于消光系数 K 和尘粒的大小、形状、光学性质和组分密切相关，需要用滤膜采样测尘装置对光吸收式粉尘浓度测量仪进行标定，以得出该物质的标定曲线或校正系数。

光吸收式粉尘浓度测量仪按采样部分是否具有预捕集器而分为总粉尘浓度测量仪和呼吸性粉尘浓度测量仪，测量范围大多为 0～50、100、200、1000mg/m³，测量误差在±25%左右。

光散射式粉尘浓度测量仪 根据光照射到尘粒上后会发生散射的特性，利用光电器件接收光散射强度并转化为电信号测量粉尘浓度的仪器。当一束光照射到小粒子上时，散射光强度服从瑞利方程，可表示为：

$$I=I_0\left[\frac{n_1^2-n^2}{n^2}\quad\frac{NV^2}{\lambda^4 r^2}\ (1+\cos\beta)\right]$$

式中 I_0、I 为入射光、散射光强度；n_1、n 为尘粒和空气的折射率；λ 为入射光的波长；β 为入射光和接收散射光之间的夹角；V 为粒子的体积；r 为粒子到光电器件的距离；N 为粒子数。

光散射式粉尘浓度测量仪中，除德国的 TM 数字粉尘浓度测量仪不需抽气采样部分而只有测量部分外，所有的光散射式粉尘浓度测量仪都由采样部分和测量部分组成。光散射式粉尘浓度测量仪按采样部分有无预捕集器，划分为呼吸性粉尘浓度测量仪和总粉尘浓度测量仪；按测量时间长短分为短周期粉尘浓度测量仪和连续监测仪。测量范围大多为 0～20、50、100、200mg/m³，测量误差在±25%左右。

由于散射光强度与悬浮粒子的数量、体积、折射率、形状和组分有关，需用滤膜采样测尘装置对光散射式粉尘浓度测量仪进行标定，得出标定曲线或校正系数。

β 射线粉尘浓度测量仪 根据粉尘对 β 射线源发出的低能 β 射线有吸收的作用的特性，通过测定透过被采集的粉尘的 β 射线由于粉尘的吸收强度的减弱量来测定粉尘浓度的仪器。β 射线强度减弱的程度可表示为：

$$I_\beta=I_{0\beta}e^{-\mu_m m}$$

式中 $I_{0\beta}$ 为入射到粉尘上的 β 射线的强度；I_β 为透过粉尘后的 β 射线的强度；m 为 β 射线透过的粉尘质量；μ_m 为质量吸收系数，μ_m 与粉尘原子的原子序数有关，当原子序数小于 13 时，吸收依赖于吸收体的电子密度：

$$\mu_m=\frac{az}{AE_m^{1.14}}$$

当原子序数大于或等于 13 时，原子核的散射作用对吸收有重要影响：

$$\mu_m=\frac{b}{E_m^{1.14}}$$

式中 A 为原子量；z 为原子序数；E_m 为 β 射线的能量；a、b 为实验确定的常数。

由实验得出质量吸收系数 μ_m 后，由采集的含尘空气体积即可求得粉尘的质量浓度。

β 射线粉尘浓度测量仪由采样部分和测量部分组成，采样部分为恒流抽气采样系统，测量部分由 β 射线源、接收部件和测量显示部分组成。按采样部分是否具有预捕集器分为总粉尘浓度测量仪和呼吸性粉尘浓度测量仪2类，测量范围大多为0～50、100、200mg/m³，测量误差在±25%以内。

压电石英晶体粉尘浓度测量仪 将粉尘采集在压电石英晶体电极表面上，通过测量石英晶体振荡频率发生的变化量来测定粉尘浓度的仪器。石英晶体振荡器在一定条件下所测得的粉尘浓度为：

$$C=\frac{\rho C_f S}{f_0^2}\times\frac{1}{Qt}\times\frac{\Delta f}{10^3}$$

式中 C 为空气中粉尘的质量浓度，mg/m³；Δf 为石英晶体振荡频率的变化值，Hz；f_0 为石英晶体固有振荡频率，MHz；S 为石英晶体电极的表面积，cm²；ρ 为石英晶体的密度，g/cm³；C_f 为石英晶体的频率常数，MHz·cm；Q 为采样流量，L/min；t 为采样时间，min。

压电石英晶体粉尘浓度测量仪由测量部分和采样部分组成。测量部分由压电石英晶体为主体的粉尘质量检测组件和测量显示组件组成；采样部分为恒流抽气系统，其抽取的含尘空气经静电采样或者冲击采样把粉尘采集在压电石英晶体表面上。按采样部分有无预捕集器分为总粉尘浓度测量仪和呼吸性粉尘浓度测量仪，测量范围可达0.05～100mg/m³，测量误差一般在±20%，少数仪器可达±10%。

参考书目

严兴忠等编，《工业防尘手册》，劳动人事部出版社出版，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇）煤炭工业出版社，1992。

谭天佑，梁风珍，《工业通风防尘技术》，中国建筑工业出版社，1984。

（王耀明　戴广龙）

meikuang jiangchen

煤矿降尘 (coal mine dust depression) 加快矿井空气中悬浮粉尘沉降，以降低空气含尘浓度的技术措施。包括喷雾降尘、泡沫降尘，即向含尘空气喷水雾或泡沫，使雾滴或泡沫与尘粒发生惯性碰撞，经截留和凝聚而将尘粒捕获，使尘粒湿润增重而沉降。

煤矿降尘所用设备简单，容易实施和管理，是煤矿最主要的防尘技术措施，在矿井中得到了最广泛的应用；可改善作业场所的劳动卫生条件、减少尘肺病的发生、预防煤尘爆炸。

将喷雾压力提高到6～10MPa的高压喷雾和以压缩空气作动力的压气喷雾，可以提高水的雾化效果，增加水雾粒在空气中的密度、运动速度及涡流绕动，提高雾粒与尘粒的碰撞几率，从而提高喷雾降尘的效果。煤尘是一种疏水性粉尘，在喷雾水中加入一定比例的表面活性剂，可以降低水的表面张力，提高低压喷雾条件下雾滴捕获尘粒的效果；但部分原苏联学者认为：由于雾滴存在的期限很短，它们的表面张力下降不大，向水中添加少量表面活性剂，实际上效果是不大的。

在水中加入一种起泡性能好的表面活性剂，借助泡沫发生器向含尘气流中喷洒由表面活性剂水溶液形成的泡沫，增加其在含尘气流中停留的时间及与空气中尘粒的接触面积，可提高对尘粒的捕获及湿润能力，从而提高降尘效果，尤其可以提高对难以沉降的呼吸性粉尘的降尘效果。原苏联、波兰、美国不仅应用于采掘机械工作时降尘，而且用于输送机转载点、矿车翻罐笼及原煤溜槽等处的降尘，特别是运输那些难以湿润的煤炭或使用快速带式输送机运煤的情况，更适合使用泡沫降尘。

根据喷雾降尘的机理，充分利用尘粒的物理特性，用改善雾滴物理特性的方法来提高降尘效果，近十多年来取得了较快的进展，研究成功了声波雾化喷雾降尘、磁化水喷雾降尘、荷电喷雾降尘方法，使煤矿降尘的技术水平得到了进一步地提高。

参考书目

严兴忠主编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

穆智宏主编，《煤矿防尘与粉尘检测》，黄河出版社，1992。

[苏]斯阔钦斯基矿业研究所等编，宋世钊等译，《煤矿防尘手册》，煤炭工业出版社，1986。

（王晋育）

meikuang laodong weisheng

煤矿劳动卫生 (coal mine labour hygiene) 从预防观点出发，通过对生产环境质量进行监测和评价，采用对劳动者健康监护和流行病学调查方法、动物实验方法，着重研究劳动条件和作业环境质量对人群健康影响及其规律的工作。目的为改善劳动条件，保护劳动者健康，提高劳动生产率，促进煤炭经济发展。基本工作方法是现场调查，即在调查评价后提出控制和管理措施，然后再调查评价。工作内容包括劳动卫生学调查，职业危害因素评价，职业危害因素控制、劳动卫生立法、劳动卫生监督与管理、人机工效控制等。

简史 中国早在公元前1066年的西周就已经能够采煤和将煤用作燃料了，英国从13世纪亦有组织的采煤。伴随煤炭的开采，矿井通风和安全问题逐步被人们认识。1556年德国出版的阿哥瑞柯拉的著作中就有矿工职业病的叙述，1877年俄国人埃里斯曼著写的《职业卫生学或精神劳动及体力劳动的卫生学》奠定了劳动卫生学基础。英国、原苏联、美国在煤矿劳动卫生方面作了许多工作，并有大量的文献报道。中国在中华人民共和国成立前，只有对矿工寄生虫病、外伤的个别调查报告；中华人民共和国成立之后，煤矿劳动卫生受到了重视并取得了长足的进展，摸清了全国煤矿接触粉尘和毒物人数及患病情况，建立健全了职业病防治机构。制订了煤工尘肺X射线诊断标准和煤工尘肺病理诊断标准，开展了煤矿职业性多发病的防治工作，并展了煤矿创伤原因分析和救护技术的研究，并组织了急救网，培训了初级救护人员，1986年成立了中国煤炭工业劳动保护科学技术学会职业医学专业委员会，形成了上下相结合的煤矿劳动卫生和职业病防治的专业队伍。

煤矿职业危害 与生产方式和生产过程有关。井工开采和露天开采各不相同，以井工开采严重。

井工开采职业危害 来源于粉尘、噪声、振动、有害气体、不良气象条件、强度劳动和不良环境条件等有害因素。

粉尘 生产性粉尘是煤矿中主要有害因素。打眼、放炮、落煤、装岩、装煤、机械割煤、运输、喷浆等许多生产工序构成了多方位的粉尘尘源点，约80%的粉尘来自采掘工作面。煤矿工人长期吸入超过卫生标准的岩尘可患硅肺，吸入煤尘可患煤肺，既吸入煤尘又吸入岩尘可患煤硅肺（见煤工尘肺）。随着采掘机械化水平的提高，除水采工作面外，工作面的煤尘强度更大，煤尘浓度更高，因此，煤肺和煤硅肺的发生频率有增加趋势。

噪声及振动 矿井内的噪声和振动主要产生于凿岩、采煤、运输、动力、通风等机械设备。根据峰值频率和工作性质，煤矿生产性噪声分为动力组（如空气压缩机）、岩石掘进组（如风锤）、煤掘或炮采组（如电钻）、机械采煤组（如采煤机组）和辅助组（如电车）5组。井下噪声要比地面噪声危害严重（见噪声危害）。长期接触可以引起语频听力损伤性耳聋、高频听力损伤性耳聋、高血压、动脉硬化、神经功能障碍和神经衰弱综合征。风动工具和联合采煤机是常见的振动源，长期接触振动源可引起振动病（见振动病）。

有害气体 煤矿在开采过程中可产生或涌出瓦斯、一氧化碳等有害气体。当甲烷浓度达到57%时，可引起矿工窒息；当二氧化碳浓度达到5%时，能引起矿工缺氧，达10%可使矿工窒息；当一氧化碳浓度超过30mg/m³时，可引起矿工一氧化碳中毒；当氮氧化物浓度超过5mg/m³时，接触可引起矿工患急慢性呼吸器官炎症和中毒；当硫化氢浓度超过10mg/m³时，矿工长期接触可出现呼吸器官炎症，如浓度达到1000mg/m³时，可出现急性中毒危及生命，当达3000mg/m³时，可造成骤然死亡。

不良气象条件 基本特点是气温高、湿度大、温差大、不同地点气流大小不等。矿井不良气象条件是矿工发生感冒、上呼吸道炎、风湿性疾病的促发因素。

强度劳动 煤矿劳动强度大，作业环境和条件的特点可致外伤和多发病。据统计，工业外伤中片帮、冒顶事故约占40%，运输事故约占45%，机械或工具事故约占20%。外伤防护是煤矿安全生产中的主要问题，已逐步形成单独的范畴和研究学科（见工业外伤）。在采煤中，特别是开采薄煤层时，长期采用特殊姿势劳动，可发生膝和肘等部位的滑囊炎（见滑囊炎）。

露天开采职业危害 在露天采煤工作面，夏季可发生中暑，冬季可发生冻伤。采区深度过大时，气流会停滞，可出现粉尘聚集和有害气体排出困难现象，会造成矿工窒息或一氧化碳、硫化氢、氮氧化物等有毒气体中毒等问题。

煤矿劳动卫生学调查 认识、评价和控制职业危害因素的方法，也是实施劳动卫生服务和管理的重要步骤。煤矿劳动卫生学调查是煤矿劳动卫生工作的重要内容和手段，属于流行病学调查中描述性调查的一种。分一般调查、专题调查和事故调查。一般调查常用于全面了解某一地区、系统或一个企业的劳动卫生基本状况。专题调查的目的在于查明某种职业危害因素对健康的影响或病因探讨、患病率分析、预防措施效果评价等具体问题的专门调查研究。事故调查属于应急性调查，是对发生的急性职业伤害事故进行的调查，目的为查明事故发生原因，提出防治对策。煤矿劳动卫生学调查的实施分为准备、实施和总结3个阶段，调查内容包括生产环境监测、工人健康监护资料分析、人群职业流行病学调查（见职业流行病），调查的目的为对职业危害因素进行评价。

健康监护 包括工矿企业工业卫生档案的建立和职工健康监护档案的建立。是煤矿劳动卫生工作的重要内容。基本内容包括健康检查、建立每个职工的健康监护卡形式的档案、健康状况分析和劳动能力鉴定。工人健康监护资料是劳动卫生评价不可缺少的资料。

煤矿职业危害控制 煤矿劳动卫生工作的目的。劳动环境中的职业危害应控制在国家颁布的有关标准

（见劳动卫生标准）之下。

煤矿职业危害的控制还涉及到劳动卫生立法和劳动卫生监督管理（见劳动卫生监督）。中国国务院颁发的《矿山安全条例》和煤炭工业部颁发的《煤矿安全规程》等法规对煤矿劳动卫生都有明确规定；国务院颁布的《中华人民共和国尘肺病防治条例》是杜绝煤矿尘肺发生的全面法规。中国已建立了相应的专门机构，有专门人员进行监督检查。中国各级地方卫生防疫站是主要的卫生监督管理机构，煤矿企业内部的安全监察局亦担负本企业粉尘、瓦斯等部分劳动卫生的监督任务。

趋势 随着煤炭工业的发展，今后面临的任务是探索高机械化生产和现代化矿井的煤矿劳动卫生学问题。为了改善作业环境、控制职业危害，职业流行病学、人机工程学、工业生态学、职业卫生教育学等边缘学科将是以后发展的方向。

参考书目

山西医学院主编，《劳动卫生与职业病学》，人民卫生出版社，1981。

Петровский Б. В.，《Краткая медицинская энциклопедия》，Москва издание. второе. 1989.

桂宝崇主编，《职业卫生与安全百科全书》，中国大百科全书出版社，1987。

（杨德昌）

meikuang liuhuaqing

煤矿硫化氢 （hydrogen sulphide of coal mine） 它是一种无色、微甜、有臭鸡蛋味的极毒气体，分子式为 H_2S，0℃时的密度为 1.5392g/L；极易溶于水，溶解度随着温度上升而减少，0℃时 1mL 水可溶解 4.67mL 硫化氢。是硫化矿物遇水分解而成，并吸附于煤（岩）层中，在常压下 1g 煤可吸附 16～19cm³ H_2S，而且吸附速度大于解吸速度。部分煤矿的煤层中含有硫化氢，并呈区域性分布。H_2S 具有爆炸性，但煤矿中不易出现，其危害主要是造成人员中毒。中国《煤矿安全规程》对矿井空气中硫化氢的最高允许浓度作出了规定。采取有效措施对其进行防治是矿井通风管理工作任务之一。矿井空气中硫化氢的浓度，可用便携式检定器在现场快速测定，也可取气样到化验室分析。

来源 ①硫化矿物的水解，并由采空区、旧巷的溢水带出；②含硫煤炭自然发火；③含硫煤尘爆炸；④坑木等有机物的腐烂；⑤煤岩层中涌出等。

危害 硫化氢是可燃性气体，燃点为 260℃，当空气中硫化氢浓度达到 4.3%～45.5%时，遇火源能发生爆炸；这种条件在煤矿中一般很难达到。煤矿硫化氢的危害主要是对人体的毒害，随着浓度的不同，对人体的毒害亦不同（表 1）。中国新疆西山煤矿曾发生过硫

表 1 不同浓度时的人体中毒反应

浓度		接触时间	毒性反应
‰	mL/m³		
2.3×10^{-5}	0.035		嗅觉界限，开始闻到臭味
3×10^{-4}	0.45		感到明显臭鸡蛋味
3×10^{-3}	4.5		有较强的臭鸡蛋味
5×10^{-3}	7.5		臭味引起不快之感
0.01	15		感到刺激眼睛
0.01～0.015	15～22.5	6h	眼睛会发生炎症
0.02～0.03	30～45		强烈刺激粘膜
0.03～0.04	45～60		臭味强烈，仍能忍受，是引起症状界限浓度
0.05	75	1h 以上	眼角膜和结膜组织炎症、眼痛、流泪畏光
0.05～0.1	75～150	长时期	刺激呼吸道，引起眼结膜炎，引起肺水肿
0.07～0.15	105～225	1～2h	呼吸道和眼受刺激，吸 2～3min 后不再闻到臭味
0.1～0.2	150～300	15min	嗅觉麻痹、闻不到臭味
0.2	300	长时间	引起中毒症状
0.2～0.3	300～450	1h	可引起亚急性中毒
0.3	450	5～8min	鼻、咽喉的粘膜灼热性疼痛，可感受 30min，时间稍长会引起肺水肿

续表

浓度		接触时间	毒性反应
‰	mL/m³		
0.25～0.35	375～525	4～8h	有生命危险
0.35～0.4	525～600	1～4h	有生命危险
0.5	750	15～30min	亚急性中毒
0.6	900	30min	引起致命的急性中毒
0.6667	1000	数秒钟	很快出现急性中毒，呼吸加快，麻痹死亡
0.7～0.8	1050～1200	30min	死亡
0.933	1400	数秒钟	昏迷、呼吸麻痹、死亡
1.0～1.5	1500～2250	立即	死亡

化氢中毒死亡的事例。

世界各主要采煤国家，为防止硫化氢的毒害，对矿井空气中硫化氢的最大允许浓度都作了规定：中国和原苏联为0.0066‰及10mg/m³；美国、日本、德国为0.01‰及15mg/m³；英国为20ppm及30mg/m³。

防治 由于硫化氢在煤矿中的存在、不如甲烷那么普遍和严重，各国防治硫化氢的工作深度和广度也都不够。原苏联马凯耶夫煤矿安全研究院于20世纪50年代初即开始对顿巴斯矿区一些煤矿中出现的硫化氢进行研究，在防治方面建立了一套措施，并取得了成效。中国于1958年开始对新疆西山煤矿的硫化氢进行研究和治理；1966年对鹤壁矿务局四矿的硫化氢进行了研究和治理，都取得了较好的效果。国内外目前的主要防治措施有增加风量和喷洒碱性溶液。

增加风量 用以稀释空气中的硫化氢浓度是一种最基本的措施（见风量调节）。

喷洒碱性溶液 用于吸收煤层中的硫化氢，以减少采掘和运输过程中的硫化氢涌出量，是一效果明显的措施。可在落煤的同时和在装载点喷洒或预先向煤体打钻注入。乌克兰顿巴斯矿区采用0.1%～0.2%苏打水溶液加入0.2%～0.3%的表面活性剂喷洒液，使空气中硫化氢浓度降低了50%～80%。中国新疆西山煤矿在采掘地点喷洒1%的石灰水溶液，使硫化氢浓度降低了60%～90%以上；乌达矿务局五虎山矿向煤体压注1.5%的SF－1硫化氢吸收液，使回风巷机尾处硫化氢浓度平均下降了50%以上，五虎山矿试验采用碱性泡沫覆盖吸收硫化氢措施后，采煤机滚筒及运输机头处的硫化氢降低了40%以上。

打钻孔预先抽放煤体中的硫化氢的初步试验已有一定成效。

硫化氢中毒的急救 将中毒者抬到新鲜风流中，进行人工呼吸，吸入纯氧；用浸有氯水的棉花或毛巾放在患者嘴鼻旁，也可让患者喝稀氯水溶液解毒；眼部受刺激者，用2%的苏打水冲洗眼部，或用1%硼酸水、弱明矾水冲洗眼睛；吸硫化氢太多时，注射催吐剂；注射葡萄糖及维生素C；严重中毒者可注射细胞色素丙。

参考书目

Н. Л. Скпяренко《Сероводород в угольных шахтах и меры борьбы с ним》углетехиздат 1958.

王家廉等主编，《煤矿安全知识手册》，山东科学技术出版社，1986。

（陈 锐）

meikuang qiti baozhaxing pandingyi

煤矿气体爆炸性判定仪 （coal mine gas explosibility detector） 通过对特定可燃气体及氧气的浓度测定，确定其在气体爆炸三角形中的坐标，以判定矿井气体爆炸危险性的仪器。用于矿井抢险过程中判断矿井气体的爆炸危险性，以便于制定安全救灾措施。有固定型和携带型2种。固定型用于实验室或装在矿山救险化验车上，携带型可以携带到井下使用。中国于1987年研制出实验室用固定型的矿井气体爆炸性判定仪，1991年研制出直接用于井下的矿用本质安全型的携带型矿井气体爆炸判定仪。

气体爆炸三角形 由爆炸性气体的爆炸上限、下限和临界点三点相连构成的形似三角形的图形。亦称H. F. Coward爆炸性三角形图。

矿井在生产过程中，会涌出和产生甲烷、乙烷、乙烯、一氧化碳、氢等爆炸性气体，这些爆炸性气体在同正常组分的空气混合后都存在着一个固定的爆炸上限和下限浓度；当混合气体中的氮、二氧化碳等惰性气体的浓度增加时，爆炸性气体的爆炸上限浓度会急剧下

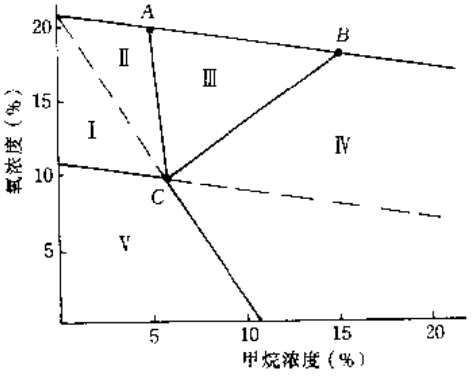


图 1　甲烷的 H. F. Coward 爆炸性三角形图

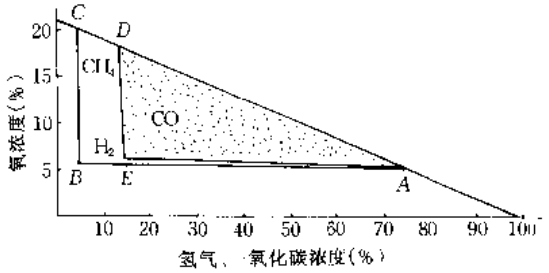


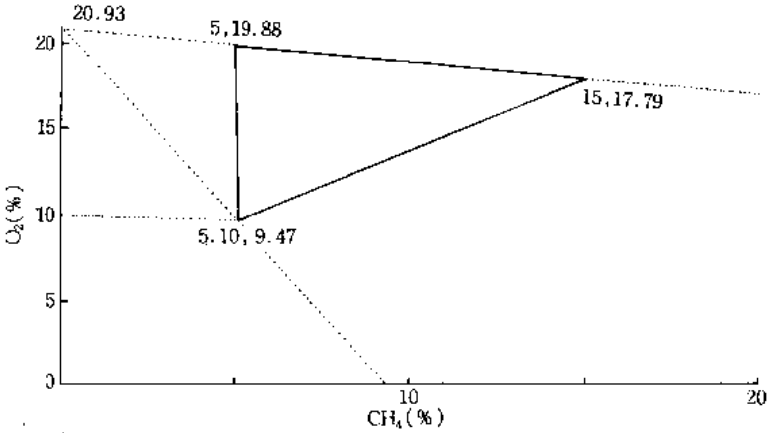
图 2　一氧化碳、氢气的爆炸三角形图

降、爆炸下限浓度会略有上升，这 2 个浓度值会在惰性气体的浓度值达到一定时趋于一致，此浓度值即是爆炸性气体的爆炸界限临界点（见瓦斯爆炸）。

每一种爆炸性气体都存在着各自的爆炸三角形。图 1 所示为甲烷气体的爆炸三角形，图中 A 点为甲烷爆炸的下限，甲烷浓度为 5%、氧浓度为 19.88%，B 点为甲烷爆炸上限，甲烷浓度为 15%，氧浓度为 17.79%，C 点为甲烷爆炸临界点，甲烷浓度为 5.18%，氧浓度为 9.47%；图中共分 5 个区，Ⅰ区无爆炸性，Ⅱ区无爆炸性，Ⅲ区为爆炸区，处于此区中的甲烷空气混合气体遇火即会发生爆炸，Ⅳ区无爆炸性，Ⅴ区为安全区。图 2 所示为一氧化碳和氢气的爆炸三角形，图中 A 点为氢气的爆炸上限，氢气浓度为 74.2%，氧浓度为 5.4%，C 点为氢气的爆炸下限，氢气浓度为 4%、氧浓度为 20.09%，B 点为氢气爆炸临界点，氢气浓度为 4.2%、氧浓度为 5.13%；A 点又为一氧化碳的爆炸上限，一氧化碳浓度为 74.2%、氧浓度为 5.4%，D 点为一氧化碳的爆炸下限，一氧化碳浓度为 12.5%、氧浓度为 18.31%，E 点为一氧化碳爆炸的临界点，一氧化碳浓度为 13.06%、氧浓度为 5.16%。

气体爆炸三角形的概念最早由美国矿业局于 1952 年发表的 H. F. Coward 技术报告提出，H. F. Coward技术报告中指出，各种可燃气体在空气中都存在着可燃性低限与高限，并且有一个三角形可燃性区域，即所谓 Coward 三角形。20 世纪 70 年代后，随着电子计算机技术的发展与普及，为了判断火区气体是否具有爆炸危险，编成了专用的程序由计算机对各种可燃气体逐个进行计算。波兰 A. Kukuczka 于 1982 年发表文章提出在判断可燃气体的爆炸危险性进行计算时可采用换算系数，将复杂可燃气体归结为相当于甲烷的 Coward 图形；Kukuczka 计算方法已被各国推广应用，应用 Kukuczka 的理论还可制成气体爆炸性判定仪器。

固定型　由气相色谱仪、数据处理机、显示器、打印机和键盘等构成。进行气体爆炸性判定时，在气相色谱仪上进行分析，数据处理机对分析结果进行计算，显示器显示色谱分析数据，打印机同时打印出爆炸三角形及分析结果。打印出的图形及数据如图 3 所示。气相色谱仪可测出的组分有氢、氧、氮、一氧化碳、甲烷、二氧化碳、乙烯、乙烷等。



气体	CH_4	H_2	CO	C_2H_4	C_2H_6	CO_2	O_2	N_2
含量(%)	9.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	17.50	73.50

坐标点 $X=9.00$　$Y=17.79$

图 3　固定型仪器打印出的图形及数据

固定型气体爆炸性判定仪具有的功能有：①可将不同可燃气体的不同爆炸界限换算成相当于甲烷的爆炸界限，显示并打印出所分析气体的爆炸三角形；②进行数据处理时，在分析一组气样之后，可以将分析结果自动转入运算程序，也可以由键盘输入；③可以将数据按地点、日期及操作者分类存入磁盘，随时按分类进行检索与打印；④可以重复显示刚刚分析过的气

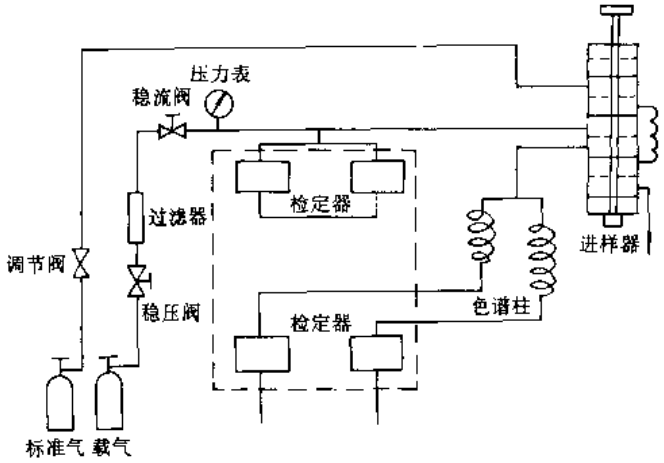


图 4 便携仪气路流程图

体分析结果，并显示爆炸性判定三角形及坐标点；⑤显示与打印出当日分析累计 100 次的数据总表；⑥显示与打印按分类各个气样可爆性坐标点的动态轨迹，即发展趋势变化图。

携带型 简称便携仪，工作原理为气相色谱分析原理。工作时首先分析气体的组分及浓度，然后进行数据处理。为适应煤矿井下安全的技术要求，仪器中的热导池检定器用低功耗元件，数据处理装置用可充电电池供电，整套仪器由井上、井下 2 部分构成。井下部分包括携带检测与显示部分。井上设备是为井下仪器继续工作服务的，包括 4 个部分：①活化炉。色谱柱在井下工作多次之后，柱效可能下降，可以将色谱柱取下，放在活化炉中进行活化；②充电机。用于对入井工作后返回地面的工作电池进行充电。便携仪中可充电电池的额定电压分别为：热导池两组 15V，计算机两组 7.5V，液晶显示器一组 7.5V；③打印机。用于打印便携仪入井工作中所采集的分析数据，并将仪器内存储的 50 个数据全部打印出来；④载气钢瓶。入井便携的充填载气小钢瓶的后备气源。

便携仪入井时携带取样泵、标准气钢瓶和主机 3 个部分。取样泵有近距离和远距离 2 种，近距离供电电压为 7V，取样距离小于 100m，远距离取样泵使用井下 660V/380V 电源，取样距离大于 2500m。标准气样由接近井下空气的底气和含有 H_2、O_2、N_2、CH_4、CO_2、CO、C_2H_4、C_2H_6 8 种组分的混合气体构成，用比较法进行分析计算求出各组分的浓度。主机由气相色谱仪、微机与显示屏组成，色谱仪载气由 1L 小钢瓶供气，仪器气路如图 4 所示。

入井检测时，将主机置于新鲜风流中或救护基地，通过取样泵将灾区气体送入色谱仪，色谱柱对气样进行分离，热导池检定器将各组分的浓度转变为电信号，电信号经放大由微机进行数据处理及储存，并计算分析结果，根据可燃气体 H_2、CH_4、CO、C_2H_4 及 C_2H_6 在空气中的浓度计算出爆炸性危险程度，在液晶显示屏上显示出爆炸特性的动态轨迹以及混合组份在爆炸三角形中的坐标点位置，亦可用声、光信号进行报警。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1992。

（刘铁城）

meikuang qicai anquan biaozhi renzheng zhidu

煤矿器材安全标志认证制度 （certification system for safety mark of apparatus and material in coal mines） 煤矿器材安全标志认证属于产品质量认证的范畴，它是由国家授权的煤炭行业技术监督部门（第三方）证实某一确定产品符合《煤矿安全规程》或其他技术规范的活动。目的是确保矿用产品的安全性和可靠性。煤矿器材安全标志认证的对象是煤矿专用设备、器材及仪器仪表类产品。认证的依据是《煤矿安全规程》和产品标准。认证过程中，必须准确地执行标准，不允许否定或修改。

认证通过的证明文件是权威机关颁发的“煤安标志准用证书”。被认证过的产品使用“煤安标志”。“煤安标志”是由“煤安”两字的汉语拼音字头“MA”加边框构成的图案如图 1 所示，该标志为黄地黑字。标于设备的明显位置。无“煤安标志”的产品不允许在煤矿井下使用。



图 1 煤矿安全标志图

“煤安标志”认证是强制性认证，不允许第一方（生产厂家）和第二方（用户）参与。基本要素包括产品型式试验、工厂生产技术条件检查、产品质量监督检验和获证后的监督复查4项内容，一般委托设在煤炭行业的国家级质检中心进行。

许多国家和组织都建立了强制性的安全认证制度，ISO负责国际上产品质量认证。美国联邦法规定，对煤矿用的各种工业产品均由MSHA（劳工署采矿安全健康监察局）进行认证，每种产品均应有MSHA标志。英国煤管局（NCB）规定，对影响煤矿安全生产的设备与材料必须经英国煤炭研究院（MRDE）检查认可，否则不允许在井下应用。德国、俄罗斯等采煤大国也都有类似的规定。中国1970年正式加入国际标准化组织（ISO）；1981年建立了第一个认证委员会——中国电子元器件认证委员会；1988年7月国家技术监督局成立后，进一步加强了质量认证工作的领导，设立了管理认证工作的专门机构，制定了管理条例；1988年12月29日颁布了“中华人民共和国标准化法”；为了贯彻“煤安标志”认证制度，1990年8月，能源部颁发了《煤矿用设备、器材、仪器、仪表类产品专用安全标志管理办法》，对认证的申请程序、“煤安标志”的使用与管理、已获“煤安标志”的产品和生产厂家的复查与监督作了具体的规定。

（王瑞年）

meikuang shigu

煤矿事故 （coal mine accident） 煤矿生产建设活动中发生的人身伤害、急性中毒或导致生产中断、财产损失、危害环境的意外事件。煤炭行业除有其它行业普遍存在的事故因素外，对于井工矿井还存在水、火、瓦斯、煤尘、顶板等特有的五大自然灾害因素，煤矿事故始终是威胁煤矿安全生产的一个严重问题。1996年，波兰共发生事故9965起、死亡45人，中国一次死亡3人及以上的事故共发生497起、死亡3351人。事故发生的原因有直接原因和间接原因2类，虽然从理论上讲只要消除了直接原因和间接原因，事故就可以杜绝，但由于一方面在煤炭开采过程中所遇到的诸现象中尚有不被人们所认识的，另一方面实际生产过程中又不可能完全做到理论化下的状态，因而煤矿事故自有煤炭开采活动以来就始终存在，一直未能杜绝，只是随着技术进步、现代化水平的提高有某种程度的降低和事故的种类有所变化。在手工出煤、自然通风、明火照明的开采时期，由于对矿山压力、瓦斯、煤尘等自然因素毫无认识，因而事故以冒顶、瓦斯煤尘爆炸、火灾为主，而机械事故却几乎不存在；随着科学技术的发展，煤矿机械化程度的提高，人们已基本认清了瓦斯、煤尘性质，对矿山压力，煤炭自燃等现象也有了一定的了解，因而，目前煤矿事故中瓦斯、煤尘、顶板事故所占比重较小，而机械事故却较多，但由于瓦斯煤尘事故的影响范围很大，一次事故死亡的人数及造成的损失很大，因而防止煤矿瓦斯煤尘事故在当今世界煤矿安全中仍占有相当重要地位。煤矿事故的发生不仅会造成因人身伤亡、设备被破坏、抢险救灾等形成的直接经济损失，而且还会造成因产值减少，资源被破坏等形成的间接损失。为了减少煤矿事故次数、降低煤矿事故所带来的损失，世界各主要产煤国均依据事故的性质、原因等因素对煤矿事故进行了分类，分别进行管理及统计。中国煤炭行业所遵循的预防事故的方针是：“安全第一，预防为主，综合治理，总体推进”，所遵循的原则是：“管理、装备和培训并重”，实行的管理体系是：“专管、业务保安和群管三结合”。

分类 煤矿事故分为伤亡事故和非伤亡事故2大类；其中，伤亡事故约占事故总数的10%，非伤亡事故约占事故总数的90%。

伤亡事故 生产劳动过程中发生的人身伤害、急性中毒等致使工作中断，甚至生命终止的事故。依据伤害程度、伤亡人数和性质有不同的分类。

按伤害程度分类 中国根据受伤者的伤害程度不同可分为轻伤、重伤和死亡3类。轻伤是指负伤后，休工一个工作日及以上，但未达到重伤程度的伤害事故。重伤是指具有下列情形之一者：①经医生诊断成为残废或可能成为残废的；②伤势严重，需要进行较大的手术才能挽救的；③人体要害部位严重灼伤、烫伤或非要害部位但灼、烫伤占全体面积三分之一以上的；④严重骨折；⑤眼部受伤较剧，有失明可能的；⑥手部大拇指轧断一节的，其它四指中任何一指轧断两节或任何两指各轧断一节的；局部肌腱受伤甚剧、引起机能障碍不能自由伸屈有残废可能的；⑦脚部脚趾轧断三趾以上的，局部肌腱受伤甚剧、引起机能障碍有不能行走自如的残废可能的；⑧内脏损伤、内出血或伤及腹膜等；⑨不在上述范围以内、经医院诊察后认为受伤较重，当地劳动部门审查确定的。

依据伤害程度和伤亡人数分类 中国分为轻伤事故（负伤职工中只有轻伤的事故）、重伤事故（负伤职工中只有重伤（多人事故中包括轻伤）的事故）、死亡事故（1次死亡1～2人的事故）、重大伤亡事故（1次死亡3～9人的事故）、特大伤亡事故（1次死亡10～49人的事故）、特别重大事故（1次死亡50人及以上或1次造成直接经济损失1000万元及以上的事故）6类。

非伤亡事故 依据事故的性质、经济损失和影响

生产的时间不同，有不同分类。

依据影响生产的时间和经济损失分类　分为一、二、三3级：

一级非伤亡事故。符合下列情况之一的非伤亡事故：使全矿井停工8h以上或采区停工3昼夜以上；瓦斯煤尘燃烧、爆炸；煤与瓦斯突出，突出煤量大于等于50t；井下发火封闭采区或影响安全生产；水灾使矿井全部或一翼停止生产；采区通风不良，风流瓦斯超限或瓦斯积聚，造成停产；采煤工作面冒顶长度大于等于10m；掘进工作面冒顶长度大于等于5m；巷道冒顶长度大于等于10m。

二级非伤亡事故。符合下列情况之一的非伤亡事故：使全矿井停工2～8h或采区停工8h以上、但不足3昼夜；井下发火封闭采掘工作面；煤与瓦斯突出，突出煤量大于等于10t；水灾使采区停产；采掘工作面通风不良，风流中瓦斯超限或瓦斯积聚，造成停产；采煤工作面冒顶长度5～10m；掘进工作面冒顶3～5m；巷道冒顶长度5～10m。

三级非伤亡事故。符合下列情况之一的非伤亡事故：使全矿井停工30min至2h或使采区停工2～8h；通风不良或局部通风机无计划停电，使风流中局部瓦斯聚集，瓦斯浓度超过3%；煤与瓦斯突出，突出煤量在10t以下；范围不大的井下发火；水灾使1个采掘面停止生产；采煤工作面冒顶长度3～5m；掘进工作面冒顶3m以下；巷道冒顶长度5m以下。

依据事故性质分类　分为顶板事故（矿井冒顶、片帮、冲击地压、顶板掉矸、露天滑坡、坑槽垮塌）、瓦斯事故（瓦斯（煤尘）爆炸（燃烧）、煤（岩）与瓦斯突出、瓦斯窒息（中毒））、机电事故（触电、机械故障伤人）、运输事故（运输工具造成的伤害）、火药爆破事故（爆破崩人，触响瞎炮伤人，火药、雷管爆炸）、水害事故（透老空水、地质水，洪水灌入井下，井下透地面水，巷道或工作面积水，充填溃水（浆），冒顶后透黄泥浆、流砂）、火灾事故（煤层自然发火和外因火灾）、以上七类以外的事故8类。

事故调查　对实地收集到的事故信息资料进行整理、分析、加工，预测其发展动向，提出有针对性的防范措施的安全生产实践活动。

目的　揭露事故发生、发展过程，认识事故规律；寻找造成事故的原因，研究各种原因间的相互关系；为采取防止事故再度发生的安全防范措施提供依据；为事故统计分析提供数据；预测事故发生的可能性；评价预防事故再度发生的安全防范措施的实际效果。

内容　核准事故的名称、性质、发生的时间和地点；了解事故的伤亡情况、经济损失和抢救工作；调查事故发生前的生产情况和事故预兆；了解事故单位所采取的安全技术措施和安全培训教育情况；分析事故原因及应吸取的教训；找出事故责任者及提出处理意见。

事故统计　事故资料的收集、整理、分析和推断的实践活动。通常只对伤亡事故进行统计。中国煤炭行业按煤炭生产事故（煤矿在生产过程中发生的伤亡事故）、基本建设事故（正在施工的新建矿井、分期投产尚未移交部分发生的伤亡事故）、地质勘探事故（煤田地质勘探企业在生产中发生的伤亡事故）、机械制造事故（煤炭系统机械制造、仪器仪表生产单位发生的伤亡事故）、火工事故（煤炭系统火工品生产过程中发生的伤亡事故）几类进行伤亡事故统计。

任务　说明事故发生的情况和原因；在一定时间，一定范围内对事故发生情况进行统计，对事故发生情况、趋势以及参数的分布进行分析、归纳和推断。

作用　描述一个煤矿、部门的安全状况；作为事故发展趋势比较的依据；用以判断和确定问题的范围；作为查明事故原因的依据；找出事故的共同原因，并制定出广泛的、具有共性的安全措施；作为预测未来安全状况的依据。

伤亡事故统计指标　伤亡事故统计中为便于比较分析而规定的一些表明伤亡事故发生状况的指标。1948年8月在加拿大的蒙特利尔市由国际劳联(ILO)主持召开的第六次国际劳联统计会议上通过了伤亡事故频率和伤亡事故严重率2个统一的指标。

伤亡事故频率　表征生产作业安全状况的一个指标。国际上有按在册职工人数、工人数、以300个工作日为1个工人数计算千人负伤率和按百万工时计算负伤率多种表示方法。由于生产过程中发生伤亡事故的次数同参加生产的人数、经历的时间及作业条件有关，因而可用函数式表示为：

$$A=f(\alpha\cdot N\cdot T)$$

式中A为发生伤亡事故的次数；N为工作人数；T为经历的时间间隔；α为作业条件。

(1)按在册职工人数计算千人负伤率。中华人民共和国劳动部规定的千人负伤率计算式为：

$$\text{千人负伤率}=\frac{\text{本期内工伤事故人次}}{\text{本期内在册职工人数}}\times 1000$$

除中国外，原苏联、罗马尼亚、南斯拉夫、加拿大、英国、法国、墨西哥、埃及、印度、约旦、奥地利、肯尼亚、利比亚、赞比亚、巴拿马、韩国以及斯里兰卡等许多国家都采用这一指标。

(2)按工人数计算千人负伤率。按工人数计算千人负伤率的国家有危地马拉、巴基斯坦、捷克、芬兰、匈

牙利、新西兰、叙利亚、坦桑尼亚、摩洛哥和挪威等。其计算公式为：

$$千人负伤率=\frac{本期内工伤事故人次}{本期内工人数}\times 1000$$

(3) 按300个工作日为1个工人数计算的千人负伤率。采用这种计算方法做为指标的有原联邦德国、意大利、瑞士和荷兰等国。

(4) 按百万工时计算伤亡率。采用百万工时计算伤亡率，是1962年第十届国际劳联统计会议上建议的；其含义是用在统计期间发生的事故次数，乘以1000000，除以同一时期处于危险作业环境中工作的人小时总数，即：

$$百万工时伤亡率=\frac{工伤次数\times 1000000}{出勤总工时\ (人\cdot 时)}$$

有时把它简称为A. F. R (Accident Freguency Rate)。美国、日本、瑞典和新加坡等许多国家采用这种指标。美国全国标准局Z—16.1标准规定用这一指标作为安全工作标准的测定指标。

伤亡事故严重率　伤亡事故严重率是描述工伤事故中人身所遭受的伤害的严重程度的指标。以受伤害而丧失劳动能力的情况来衡量伤害的严重程度。丧失劳动能力的情况按因伤不能工作的损失劳动日计算。有多种计算方法：

(1) 中华人民共和国劳动部规定按下式计算工伤事故严重率：

$$工伤事故严重率=\frac{本期内因工伤事故歇工日数}{本期内工伤事故人数}$$

(2) 第六届国际劳联统计会议上规定，按下式计算工伤事故严重率：

$$工伤事故严重率=\frac{损失工作日数}{实际总工时数}\times 1000$$

其是以每1000个工时为计算单位来计算由于工伤事故造成的损失工作日数。日本采用这一指标。

(3) 美国标准学会规定以百万工时为计算单位来计算工伤事故严重率：

$$工伤事故严重率=\frac{损失工作日数}{实际总工时}\times 1000000$$

按此式统计工伤事故严重率时，需要考虑死亡和致残而永远丧失劳动能力的情况。

(4) 生产实物量对应死亡率。常用的有百万吨煤死亡率和万米成巷死亡率：

$$百万吨死亡率=\frac{本期内因工死亡人数}{本期内生产的原煤量}\times 1000000$$

$$万米成巷死亡率=\frac{本期内因工死亡人数}{本期内基本建设成巷米数}\times 10000$$

伤亡事故统计分析　通过大量事故调查，用统计分析方法，找出各类事故发生、发展的规律，对安全生产做出客观评价，并在此基础上提出的措施建议。中华人民共和国原煤炭工业部规定，企业和企业主管部门每年一月份将上一年度伤亡事故按次数、人数从各方面进行统计分析，包括的内容主要有：按各类事故性质分析；按每次事故发生地点分析；按伤亡人员的伤害部位分析；按伤亡人员的文化程度分析；按伤亡人员工种分析；按每次事故的原因分析；按伤亡人员工龄分析；按伤亡人员年龄分析；按事故发生的时间分析；按矿井井型分析和按企业经营方式分析。

统计分析发展趋势

(1) 事故调查分析技术将有更大提高。一些现代化的事故显示、记录装置将在重要岗位普遍采用。重大事故分析中，将更多的采用模拟、仿真、试验等现代分析技术和设备。

(2) 事故信息数据库将在法制化、标准化、网络化的基础上稳步发展，将更广泛有效地实行对事故的预测和控制。事故信息的利用将对产业投资和安全管理决策发挥更大的作用。

(3) 用于重大事故分析的计算机专业系统将逐步开发建立并推广应用。

参考书目

中国国家标准局制定：国家标准GB644—86，中国标准出版社。

中华人民共和国劳动部矿山局，《矿山安全监察手册》，劳动人事出版社，1990。

张生忠、于维国编著，《煤矿职工安全知识手册》，辽宁科学技术出版社，1990。

（王树玉）

meikuang shuizai fangzhi

煤矿水灾防治　(prevention and control of water hazards in coal mine)　为防止地表水和地下水流入矿井、巷道、采区危害采矿工作所采取的措施。水灾是煤矿建设和生产中的主要灾害之一，它严重破坏矿井建设和正常生产，威胁人员生命安全、造成人员伤亡。中国《煤矿安全规程》对水灾的防治作出了具体规定。矿井地表水和地下水可通过各种通道和岩层裂缝渗透到井下，当进入矿井的水量超过正常排水能力时就会酿成水灾。为预防和消除矿井水灾，必须了解矿井水的分布和流动规律，并采取相应的防治措施。防治措施包括地表水的综合治理，地下水的预排疏干和探放，地下水的隔离与堵截等。

矿井水灾防治的总原则是：既满足安全生产的要

求，又经济合理，并尽可能把水作为资源加以利用，还要与矿区环境保护相结合。水灾防治的依据是：矿区（井）天然水文地质条件，矿床（煤层）开拓系统、开采方法，矿床（煤层）开发期间形成的人为水文地质条件及其发展趋势，环保部门提出的要求等。

地表水综合治理 地表水主要有矿区（井）附近的江河、湖泊、池沼、水库、废弃的露天坑及塌陷坑积水、雨水和冰雪融化汇集的水。治理措施有：合理确定井口位置（井口和工业广场内主要建筑物的标高必须高出当地历年最高洪水位，或者在确难找到较高的位置时，修筑坚实的高台、泄水沟和防洪坝等），堵塞通道（填坑、补凹、整平地表或建不透水层），挖沟排洪，整治河流（整铺河床、河流改道）。

地下水的预排疏干 在调查和探测到井下水源后，预先将水源全部或部分疏放出去，是最安全最彻底的方法。疏干方法有地表疏干（在地表向含水层打钻孔，利用深井泵或潜水泵把水抽到地表）、井下疏干（在井下利用钻孔或巷道疏干）、井上下相结合疏干几种，其中井下疏干方法在国内外得到广泛应用。

地下水的探放 在做好矿井地质和水文地质观测工作，查明地下水源的基础上，坚持“有疑必探，先探后掘”的原则，采取安全措施，利用超前钻孔进行探水和放水的工程技术措施。它是保证矿井安全生产、免受水害的重要环节，在煤矿中广泛应用，效果明显。

矿井水的隔离与堵截 在探查到水源后，由于条件限制无法放水，或者放水不合理时，采取隔离水源或堵截水流的防水措施。隔离水源的措施有留设隔离煤（岩）柱和建立人为的隔水帷幕2种。矿井突水的堵截通常是在巷道穿过足够强度隔水层的适当地段上，设置防水闸门和防水墙。

参考书目

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（胡舟九 方裕璋）

meikuang yong chanpin de anquan jianyan

煤矿用产品的安全检验 （safety test for mine products） 为保障矿井安全生产和矿工的生命安全，对煤矿井下用产品的安全性能进行的检查与验证。由于占煤矿主导地位的井工矿井的生产活动是在井下狭小的空间内进行的，存在顶板冒落、瓦斯爆炸、煤岩与瓦斯突出、自然发火、煤尘爆炸和透水等自然灾害的威胁。因而为了矿井的安全生产，世界各国对用于煤矿井下用产品的安全性都相当重视，一些发达国家还建立了强制性的产品安全检验或认证机构。规定煤矿井下用产品须经指定的单位进行安全性能检验、确认其适用于井下后，方准使用。对促进煤炭工业的持续、稳定、协调发展是很重要的。

中国于1953年开始由抚顺煤矿安全研究所相继对矿用电气设备的防爆性能，矿用雷管、炸药及钢丝绳等的安全性能开展检验，并发放防爆合格证和入井许可证。为便于对矿用电气设备的检验，上海、重庆煤炭研究所于20世纪60年代也分别开展了电气设备的防爆检验工作。20世纪80年代中国正式建立了电气设备防爆产品检验站、火工产品检验站、提升运输产品检验站，着手组建了安全仪器仪表检验站；并在煤炭行业内部的科研单位相继开展了采掘机械、支护及运输设备、通风设备及器材等的安全性能检验，建立了检验站及质检中心。中国煤矿用产品的安全检验工作主要依据国家标准和煤炭行业标准、由相应的检验机构完成。中国的煤矿用产品的安全检验机构有国家级和部级2类。美国劳工署采矿安全健康监察局规定，煤矿用防爆电气设备、火工产品、输送带、内燃机车、通讯及照明设备均须进行检验认证，对合格品发放MSHA标志。英国煤管局规定：影响煤矿安全生产的设备和材料，未经英国煤炭研究院检验认可，不得采购和使用；对采煤机须做整机型式试验和寿命试验。俄罗斯规定，经东方煤矿安全研究所检验合格的产品才准下井使用。德国矿山管理局规定，煤矿用产品安全性能检验由德国矿山检验站（称BVS）和德国物理研究所（PTB）进行，检验不合格的产品不准下井使用。

国家级煤矿用产品检验机构

（1）国家煤矿支护设备质量监督检验中心。检验项目：液压支架及阀类、单体液压支柱、切顶支柱、金属摩擦支柱、金属铰接顶梁、千斤顶、液压件及油缸。

（2）国家采煤机质量监督检验中心。检验项目：采煤机、刨煤机、带式输送机及部件、矿用照明灯具及煤电钻。

（3）国家刮板输送机质量监督检验中心。检验项目：刮板输送机、顺槽转载机、掘进机、乳化液泵、减速器、液力偶合器、圆环链、联接环。

（4）国家煤矿防爆、安全产品质量监督检验中心。检验项目：安全仪器仪表类产品、火工类产品、煤矿提升运输产品、煤矿电气设备防爆安全性能。

（5）国家煤矿通风安全产品质量监督检验中心。检验项目：粉尘采样器、光电测尘仪、射线测尘仪、矿用机械风速表、隔爆水槽、隔爆水袋、防尘器、正负压风筒、除尘口罩、安全帽。

部级煤矿用产品检验机构

(1)邢台防爆柴油机械产品质量监督检验中心。检验项目：柴油机防爆性能、柴油机排放气体成分分析、防爆柴油机驱动机车和车辆技术性能、防爆特殊型蓄电池动力机车和车辆技术性能。

(2)长沙安全仪器检验站。检验项目：光干涉原理甲烷测定器、催化燃烧原理甲烷测定器及报警器、一氧化碳检定管、MFB系列发爆器、过滤式自救器、化学氧自救器、矿用标准气体。

(3)淮北爆破器材产品质量监督检验中心。检验项目：工业粉状铵梯炸药、乳化炸药、水胶炸药、瞬发电雷管、延期电雷管。

(4)北京凿岩机具产品质量监督检验中心。检验项目：凿岩机、冲击器、回转钻、锚杆钻机、液压钻车、锚杆支护钻车、钎尾、钎杆、钎头、钎套、钻机凿岩部件。

(5)重庆安全仪器质量监督检验站。检验项目：光干涉原理甲烷测定器、催化燃烧原理甲烷测定器及报警器、比长式一氧化碳检定管、粉尘测量仪表，风速仪表。

(6)常州通讯监控产品质量监督检验中心。检验项目：电工电子产品的性能。

(7)徐州劳动防护用品质量监督检验中心。检验项目：安全帽，矿用工作服，矿用护膝、护肘、护腿、护腰，矿用工作鞋。

(8)北京锚杆产品质量监督检验中心。检验项目：卷式锚固剂、杆体。

(9)上海电气设备防爆检验站。检验项目：煤矿电气设备防爆安全性能。

(10)重庆电气设备防爆检验站。检验项目：煤矿电气设备防爆安全性能。

(张连昌)

meikuang zhongda shigu anli

煤矿重大事故案例 (coal mine major accident case)

国外煤矿重大事故案例

(1)比利时阿格拉二号井煤(岩)与瓦斯突出事故。1879年4月17日，比利时的阿格拉煤矿二号井在向上掘进580m至610m水平之间联络眼时，发生了猛烈突出，突出强度420t，喷出瓦斯1.5Mm³以上，最大瓦斯喷出量2000m³/min以上。瓦斯逆流从提升井冲至地面时被距该井口2.3m处绞车附近的火炉引燃，火焰高50m，井口建筑物烧成一片废墟。2h后火焰将熄灭时，又连续发生了7次瓦斯爆炸，死亡121人，地面烧伤11人。

(2)比利时马新纳尔矿火灾事故。1956年8月8日，因为矿车翻(坠)落于进风井中砸坏敷设在井筒内的电缆，电流短路起火，燃着支架。由于抢救不及时，主要通风机无反风设备(施)，火势迅速扩大，火灾产生的烟气随风流蔓延全井，造成井下263人死亡。

(3)捷克斯洛伐克某矿外因火灾事故。1962年，捷克斯洛伐克某矿(如图1所示)由于采区进风巷胶带输送机的胶带摩擦着火引起了一场火灾(图1P点处)。灾区内当时有111名工人作业，且都佩带有过滤式自救器，该区域有2个安全出口，这些都符合他们国家《煤矿安全规程》的规定。火灾发生后，一部分职工沿回风巷道往外撤退(即顺着烟流方向撤退)，但是他们中的绝大多数人都没能脱险，只有1个人因火灾气体缺氧失去知觉后摔倒在胶带输送机上，被胶带输送机运到装卸点的新鲜风流内而得救，其余110名职工全部遇难。事故后经采集气体分析，造成110名职工死亡的主要原因是火灾气体贫氧(当时空气中的氧气浓度只有8%)。

中国煤矿重大事故案例

1949年前，中国煤矿发生的部分重大事故案例

(1)抚顺大山坑透水事故。1928年4月9日，抚顺大山坑井下发生一起透水0.80Mm³的透水事故。透入井下的水冲垮砖墙，正在井下从事采煤作业的482名矿工无一幸免，全部遇难。

(2)本溪湖煤矿瓦斯煤尘爆炸事故。1942年4月26日，本溪湖煤矿发生瓦斯煤尘爆炸事故，当时的采炭所长腾井液(日)和保安课长山下寿(日)下令将主要通风机关闭，停止向井下送风，使尚有生存希望的矿工因缺氧中毒窒息，使1594名矿工惨死在井下。这起瓦斯煤尘爆炸事故所造成的人员伤亡是世界采矿史上死亡人数最多的一次。

1949年后，中国煤矿部分重大事故案例

(1)河南义马矿务局宜洛煤矿老李沟井瓦斯爆炸事故。老李沟井是中华人民共和国成立前遗留的土窑。位于河南宜阳县城西。矿井采用竖、斜井联合开拓方式、巷柱高落式采煤法，手镐落煤，人工背运。矿井采用自然通风，竖井进风，斜井回风。井下使用非标准蓄电池酸性矿灯和手电筒照明。井下无人检查瓦斯，吸烟很普遍。1950年2月27日18时45分，井下发生瓦斯爆炸。爆炸发生后，部分井下工人从斜井逃出，共造成187名矿工死亡。

(2)内蒙古包头矿务局大发煤矿瓦斯煤尘爆炸事故。1954年12月6日20时15分，包头矿务局大发煤矿发生一起瓦斯煤尘爆炸事故，死亡104人。该矿属低

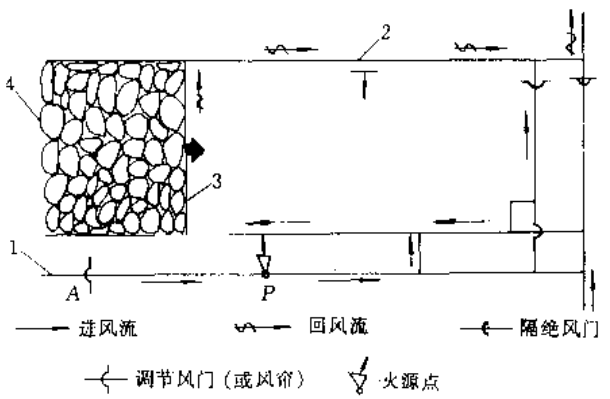


图 1 捷克斯洛伐克某矿进风流火灾职工遇难示意图
1—进风巷道；2—回风巷道；3—采煤工作面；4—采空区

瓦斯矿井，采用自然通风，电石灯明火照明。据资料记载，这次爆炸后勘察，发现在井下四组采煤工作面和6道采区正巷有2个爆源。事故原因有2种推测：一是放炮引起局部瓦斯爆炸，然后顺四组采煤工作面主巷道，引起煤尘爆炸和五道坑木燃烧；二是明火灯引起瓦斯爆炸，又诱发煤尘爆炸。

(3)山西大同矿务局老白洞煤矿煤尘爆炸事故。老白洞煤矿有5个井口通往地面，其中14、15号斜井为主提升井，兼进风井；16号斜井为进风井兼运人副井。竖井与郑家沟斜井为回风井。矿井采用混合式通风。新鲜风流由14、15和16号斜井进入井下，在井底车场汇合后分东、西两翼2个支流：东翼支流通过14″翻罐笼硐室，进入东二上山各工作面，然后经东部回风竖井排出；西翼支流分成5个并联风路进入西部各盘区及采掘工作面，然后由郑家沟回风斜井排出。

老白洞煤矿属低瓦斯矿井，瓦斯涌出量较小，但煤尘有强烈的爆炸危险，爆炸指数在30%以上。

1959年5月9日13时20分左右，15号斜井井筒清理煤碴，翻罐笼暂时停止运转，60多个重煤车都集中到14″翻罐笼卸煤。由于煤质干燥，又无洒水设施，连续卸煤后引起14″翻罐笼附近空气中浮游煤尘浓度增高；13时45分，6″架线式电机车经过14″翻罐笼时，架线接触不良，产生强烈电弧光，同时，控制14″翻罐笼的1344型防爆开关失爆，启动时也产生电火花，导致了煤尘爆炸，造成5个井筒全部封闭，全矿停产，遇难矿工684名。

(4)四川松藻矿务局同华煤矿煤与瓦斯突出事故。同华煤矿采用平硐开拓，沿煤层走向布置运输巷，采用前进式开采方式，爆破落煤。采用自然通风。属高瓦斯矿井，瓦斯经常超限，具有煤与瓦斯突出危险。该矿为布置K_3采煤工作面，从1959年12月开始施工，1960年5月10日，石门顶部冒落见煤，曾发生一次倾出，冒落煤岩10多吨，风流瓦斯浓度高达10%。停掘后，1960年5月14日完成了全风压风墙通风的供风措施，工作面瓦斯浓度降到0.6%，但石门顶部瓦斯浓度仍高达10%。

1960年5月14日14时55分，正当+352m水平二石门揭开K_3煤层放炮时，发生煤与瓦斯突出事故。突出煤量1000t，瓦斯与煤粉逆流900m冲出平硐，由于串联通风，高浓度瓦斯波及到K_2采煤工作面、K_2煤层掘进工作面和K_2运输巷，造成175人丧生，16人受伤。

(5)抚顺矿务局胜利矿电气火灾事故。1961年3月16日16时58分，抚顺胜利矿西部零路水泵房高压配电室2号电容器爆炸，引起井下火灾事故，大量有害气体蔓延到相连的两个采区，造成一氧化碳中毒，死亡110人、伤31人，烧毁电缆10000m、机电设备133台（件）、火药3t、雷管10000发。

事故原因：事故发生前的14时47分，刘山区域变电所2.2kV电力系统A相接地故障，经检查是10号线路A相接地；13时30分故障经处理消除后又出现有A相接地。由于检查人员和矿调度误以为是其它线路A相接地，故下令给10号线路合闸送电，导致水泵房高压配电室2号电容器爆炸引起火灾。而火灾发生后没能及时采取控制风流等措施，致使火灾产生的大量有害气体蔓延至相连的2个采区，是促使灾情进一步扩大的另一大原因。

(6)陕西钢川焦坪煤矿前卫斜井瓦斯煤尘爆炸事故。焦坪煤矿前卫斜井位于陕西钢川市区以北34km处，是1970年非正规开采设计简易投产的小井。设计能力为年产原煤15万t。矿井采用片盘斜井上山开拓，“品”字形硐室采煤法。爆破落煤，锚杆支护，陷落法管理顶板。中央并列式通风，主井进风，副井及三岔斜井排风。煤尘爆炸指数为48.3%，有煤尘爆炸危险，低瓦斯矿井。1975年5月11日8时11分，该井东5区域的二采区上山发生瓦斯煤尘爆炸，造成101名矿工死亡。事故原因是：①当天零点班，从主斜井往井下运送维修人员时，由于嫌井筒风速过大，从1时至6时主要通风机关闭停运；②当班瓦检员晚入井2h，入井后又在101采煤工作面刮板输送机头睡着了；③爆破火焰引燃9″硐内瓦斯；④冲击波波及上山运输巷，引起沉积煤尘飞扬，又引起煤尘爆炸；⑤爆炸产生的冲击波从爆源点向进、回风井两个方向冲击，使矿井通风、运输、供电、排水等生产技术系统全部被破坏，使当班在井下作业的职工全部遇难。

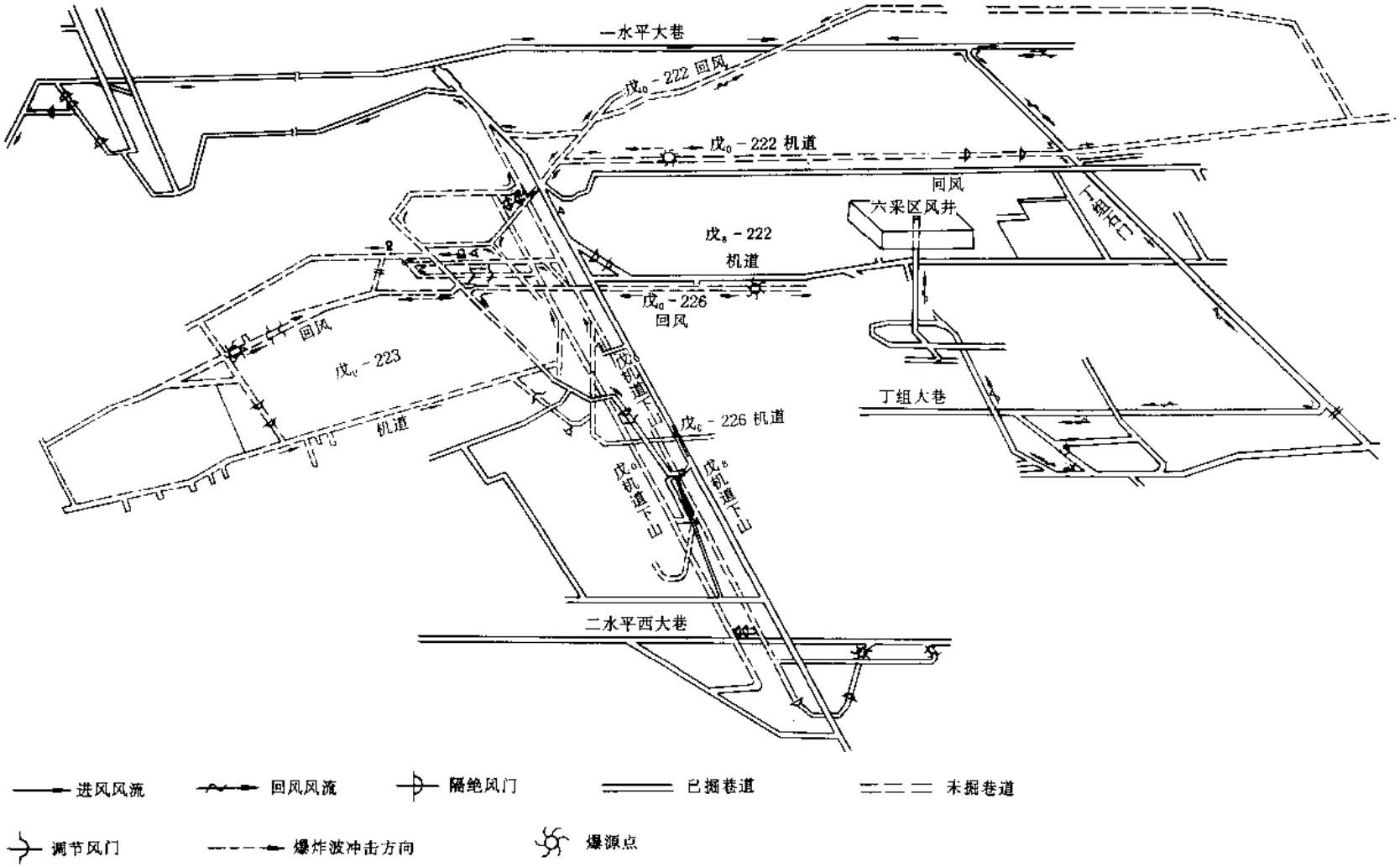


图 2　河南平顶山矿务局五矿瓦斯煤尘爆炸事故示意图

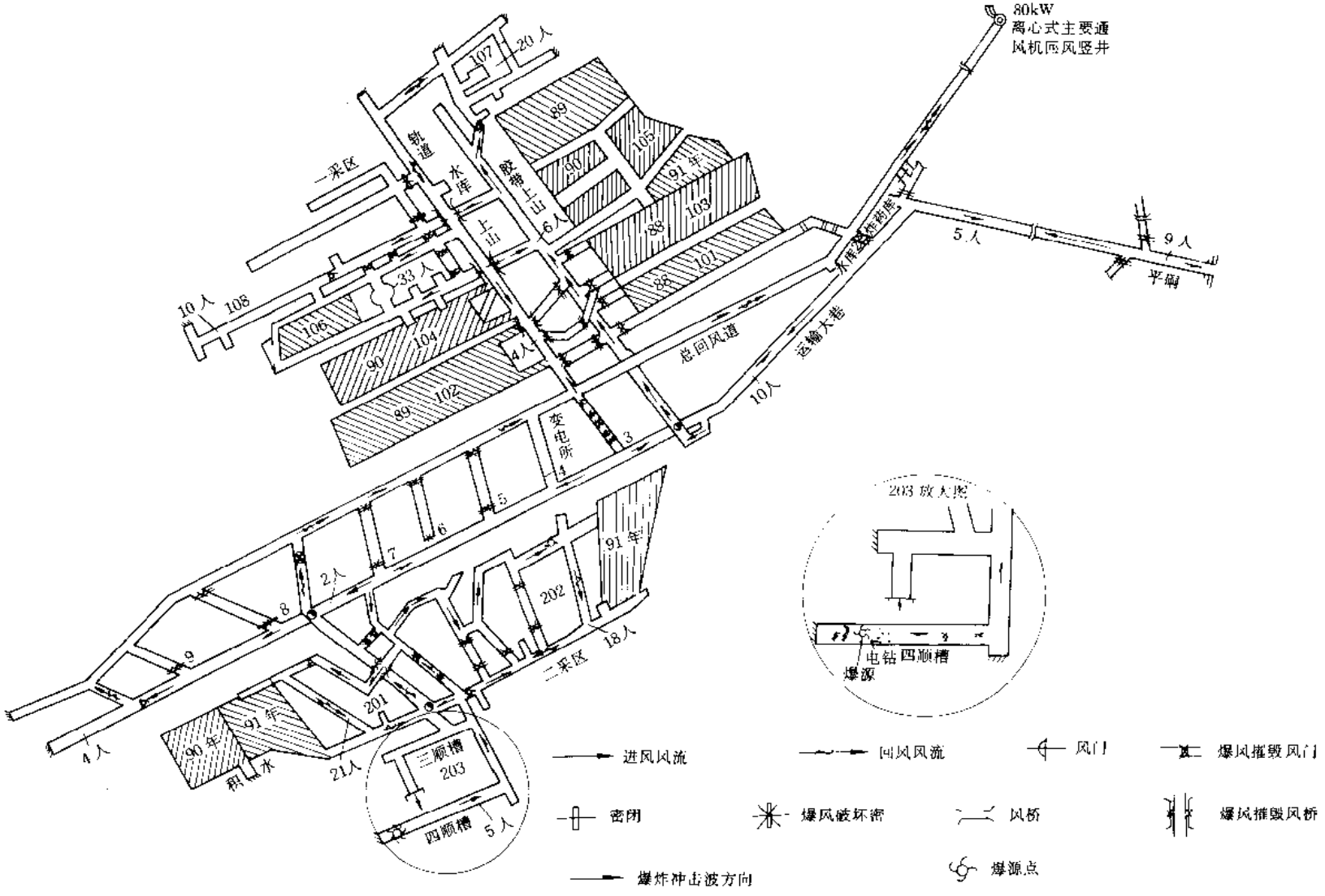


图 3　山西洪洞县三交河煤矿瓦斯煤尘爆炸事故示意图

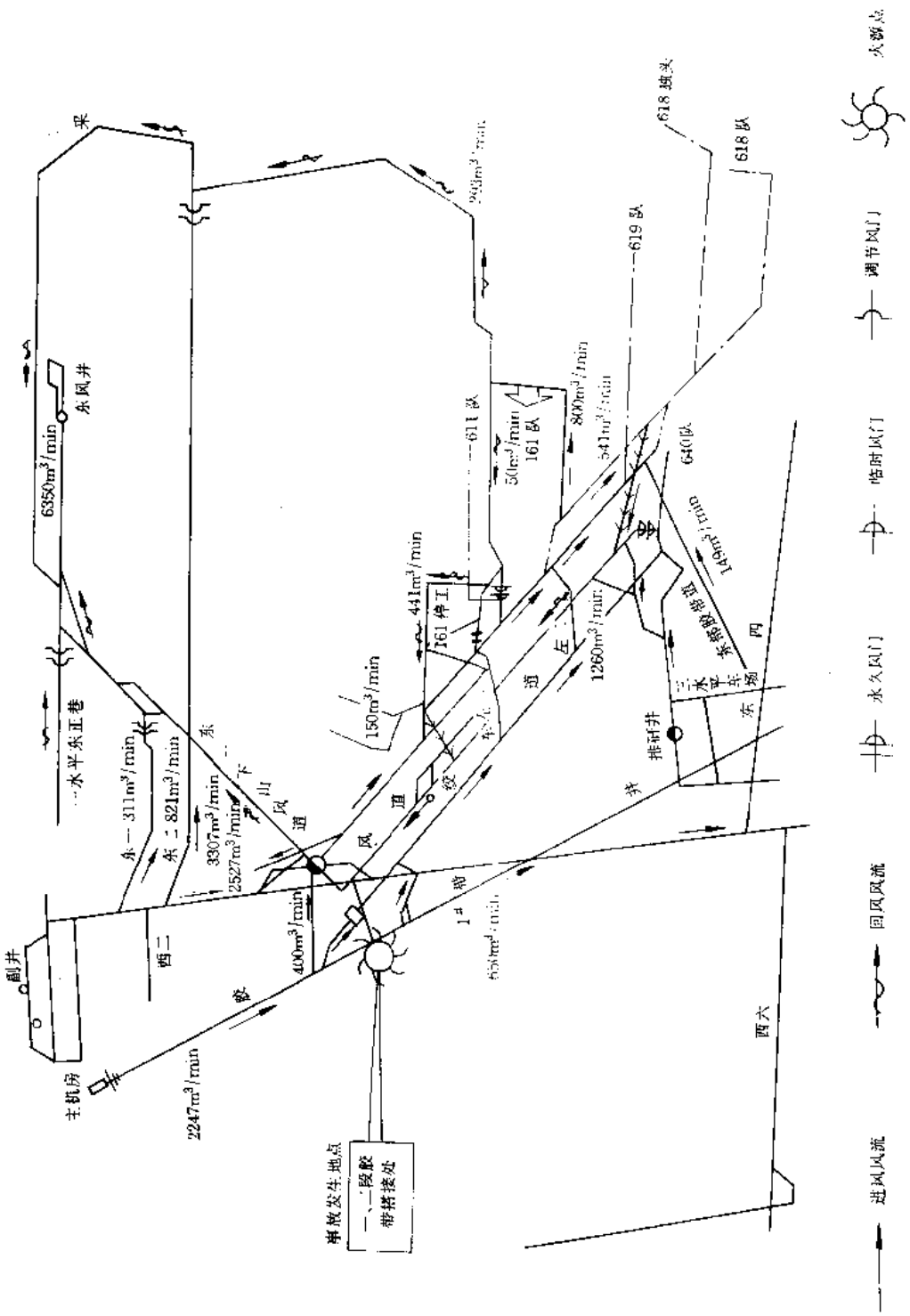


图 4 黑龙江鸡西小恒山煤矿带式输送机火灾事故示意图

(7) 河南平顶山五矿瓦斯煤尘爆炸事故。1981 年 12 月 24 日 11 时，由于矿车将一掘进工作面装煤机 7 芯屏蔽电缆挤坏，发生漏电引起接地，使上采区变电所自动跳闸，切断了戊－226 进风巷电源，造成停风停电、导致戊－226 进风巷瓦斯浓度达 4%，等待排放。由于人员撤出时，没有把控制装煤机的开关置于断电位置，防爆接线盒也没上盖，装煤机操作线裸露，导线搭接，下班时，局部通风机和风电闭锁开关也设置于断电位置；结果接班人员违章送电，形成短路，产生电火花，引起局部瓦斯爆炸（如图 2 所示），瓦斯爆炸后又导致传导性多处煤尘爆炸，造成 133 人死亡，31 人受伤。

(8) 山西洪洞县三交河煤矿瓦斯煤尘爆炸事故。1991 年 4 月 21 日 16 时 05 分山西洪洞县三交河煤矿发生瓦斯煤尘爆炸，死亡 147 人，伤 6 人，造成直接经济损失 295 万元。如图 3 所示。三交河煤矿是山西洪洞县一个地方国营煤矿，1989 年正式移交生产。平硐开拓，盘区前进式开采，仓柱式采煤法。

事故发生的当天 8 点班下班前，井下停电。14 时 30 分恢复送电，15 时工人相继入井。16 时 05 分，203 掘进工作面试煤电钻，产生火花，引起瓦斯爆炸。冲击波将沉积煤尘吹起，又引起煤尘连续爆炸，导致冒顶 103 处，长 530m，当班井下 147 人全部遇难。

事故原因是：①二采区 202 和 203 两个掘进工作面采用串联通风，由于早班井下停电停风，造成瓦斯积聚；②下午 4 点上班后，起动 203 掘进工作面的局部通风机，结果将 202 掘进工作面的瓦斯抽到 203 工作面，使该工作面风巷的瓦斯超限；③煤电钻失爆，

(9) 四川乐山犍为东风矿透水事故。1990 年 4 月 6 日 13 时 25 分，乐山犍为东风矿由于忽视老窑积水，在 -水平南巷工作面未掘先采，造成老窑积水涌出，整个采煤工作面顶板塌陷下沉。由于没有安全出口，矿井透水后，堵断了井下人员安全撤退的通道，致使 57 人死亡，直接经济损失 24 万元。

(10) 黑龙江鸡西小恒山煤矿带式输送机火灾事故。1990 年 5 月 8 日 11 时 35 分，小恒山煤矿在第一台和第二台胶带输送机搭接硐室安装胶带输送机时，动用气焊切割钢板，由于溅出火花引燃残留的胶末和胶条，导致可燃性胶带着火。由于井下不具备反风条件，又无防火门，致使有害气体蔓延至二水平生产采区和正在建设的三水平。如图 4 所示。造成 80 人中毒死亡，直接经济损失 567 万元。

（王树玉）

meitan ziran fahuo

煤炭自然发火 (spontaneous combustion of coal) 暴露于空气中的煤炭自身氧化积热达到着火温度而自然燃烧的现象。又称煤炭自燃，是煤矿自然灾害之一。其不仅会烧毁大量煤炭资源；而且为防止其范围的扩大和予以扑灭，对火灾范围进行封闭后，又会冻结大量资源，给生产的正常接续造成困难，且封闭所形成的火区还会给煤矿的日常管理带来困难，既增加了管理成本，又给矿井安全带来隐患；同时，煤炭自燃时还会产生大量的有毒有害气体，这些气体泄漏到井巷中时即会造成人员伤亡，而自燃时所放出的大量热量则恶化井下作业环境；煤炭自燃形成明火火灾后，又会在井巷中形成火风压，造成某些井巷的风量及风向的紊乱；另外，对于有瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井，煤炭自然发火还会引起瓦斯、煤尘爆炸。中国是煤炭自然发火较严重的国家，据 1996 年统计，中国在 621 对国有重点煤矿中，有煤炭自然发火倾向的矿井 363 对，占矿井总数的 57.62%；在年产 30000t 以上的 1650 对地方国有煤矿中，有煤炭自然发火倾向的矿井 480 对，占矿井总数的 29.1%。1953～1984 年的 32 年间，中国国有重点煤矿共发生煤炭自然发火 9667 次，占总发火次数的 94%。据 1985 年统计，中国井工煤矿因火灾冻结煤量累计近 60Mt。20 世纪 50～60 年代，国外一些主要产煤国家的自燃火灾占矿井火灾的 70%以上，其中苏联为 70%～75%、波兰为 75%～80%，美国的情况比较特殊，只占 5%左右。

煤炭自然发火要经过缓慢的发展过程，且在发展过程呈现有明显的征兆，因而可根据煤炭自燃征兆采取一定的技术措施进行预测、发出预报，并进行预防。为了防治煤炭自然发火，各产煤国均制定了相应的法规；中国《煤矿安全规程》制定了具体的防治煤炭自然发火的措施。

自燃条件 煤炭自然发火必须同时具备有可燃性的碎煤、有充分的氧气和适宜的蓄热升温的环境三个条件。煤的可燃性大小常用自燃倾向性表示。煤炭的自燃倾向性是煤炭的一种自然属性，它取决于煤在常温下的氧化能力，是煤炭自然发火的基本条件。煤炭自然发火的危险程度取决于煤炭自燃倾向性、煤炭赋存条件、通风条件等因素，可用综合评价法确定煤炭自然发火的危险程度。

自燃三阶段 煤炭自然发火分为潜伏期、自热期和燃烧期 3 个阶段，如图 1 所示。

潜伏期 这一阶段是煤与空气相接触的初期，与氧气相互作用的过程较弱，本身没有明显的温升现象，周围环境也显现不出温升征兆。通常这一阶段持续的时间较长，且随煤种不同而有所不同。处于潜伏期的煤炭与氧相互作用的活性已被激化。图 1 中所示 1 点至

2点段即为潜伏期。通常用煤的氧化程度来衡量这一阶段的煤的变化。煤的氧化程度是在实验室测定出按规定对井下采集的煤样进行不同的处理后的3种着火温度的基础上计算出来的。计算式为：

$$S=100\ (T_0-T_1)\ /\ (T_0-T_2)$$

式中S为确定煤氧化程度的指标，%；T_1为被检测煤样的着火温度，℃；T_2为用过氧化氢处理过的煤样着火温度，℃；T_0为加上了2.5%的联苯胺以后的煤样着火温度，℃。

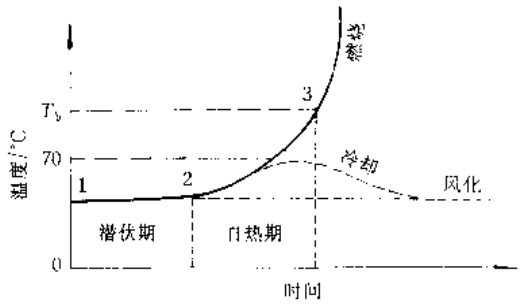


图1 煤炭自然发火过程图

T_b—着火温度

S值越大，表明煤炭自燃就越接近发生。

自热期 这一阶段的温升明显，且上升速度逐渐加快；由于煤的吸氧能力自动加速，因而热量进一步积聚。煤炭开始明显升温的特征值一般认为在60~80℃之间，但随煤种不同而异；这一温度值，称为临界温度。这一阶段煤的热效应明显，并开始出现煤的干馏、生成芳香族的碳氢化合物（C_mH_n）、氢（H_2）和一氧化碳（CO）等可燃气体。使用常规的检测仪表即能测量出来，甚至能被人的感官所察觉。对应于图1中的2点至3点段。

燃烧期 这一阶段的煤的氧化速度急剧加快，温升明显、且温度在临界温度以上，而空气和围岩的温度也显著上升，巷道中会出现烟雾及特殊的火灾气味；如果煤温达到着火温度，即会出现光和热的激烈反应，而引发一场自燃火灾。这一阶段对应于图1上的3点以后段。

煤炭在其自然发火的过程中，只要进入自热期，即会显现出相应的表征，除温度外还会生成一氧化碳CO、二氧化碳CO_2以及以甲烷CH_4为代表的烷烃类，以乙烯C_2H_4为代表的烯烃类和以乙炔C_2H_2为代表的炔烃类气体产物。这些气体产物与温度表征着煤炭自燃进程，但不同的阶段有不同的显现，故而常被作为识别和预测煤自然发火的标志，称为标志气体。最早被用作标志气体的有CO、CO_2，随着科研的不断深入、检测手段的完善，烯、烷及炔烃类气体已被用作标志气体。

煤炭自然发火过程中，若进入自热期后环境条件发生变化，不利蓄热，煤的氧化蓄热过程即会趋缓和终止而进入风化冷却过程，不再发生自燃；其对应于图1中的虚线部分。

影响煤炭自然发火的因素 有内在因素和外在因素2个方面。内在因素有煤炭的化学成分和煤化程度、煤岩成分、水分、孔隙率、碎度和脆度。外在因素主要有煤层赋存状态和地质构造、采掘与通风条件等。

煤的化学成分及煤化程度 煤的自燃性随其煤化程度增高而降低。褐煤煤化程度低，着火温度最低，最易发火；气煤、长焰煤煤化程度高于褐煤，其自燃性次于褐煤，但高于瘦煤和无烟煤；煤化程度最高的无烟煤，自燃性最低，最不易发火。但如果煤中含有其它不同杂质，即便是同一煤化程度，其自燃性亦可能不同。煤中含有黄铁矿石、亚铁盐类杂质时，不管以什么形式存在，对煤的自燃都起着催化作用。

煤岩成分 煤炭由丝炭、暗煤、亮煤和镜煤组成，它们的赋存状态及多寡在煤自然发火的不同阶段的作用是不同的。丝炭最容易自燃，低温时其吸氧能力较强，与黄铁矿一起，是煤低温氧化的主导因素，可诱发其它煤岩组分、特别是镜煤组分，在较高温度下激烈吸氧导致煤炭整体着火。

水分 煤中水分的含量和赋存状态不同，在煤的自然发火过程中所起的作用即不同。一定的水分，会促使煤炭自燃；只有当水分较大、而且能一直存在，或使煤能反复吸湿的情况下，水分才会起到抑制煤自燃的作用。

孔隙率、碎度和脆度 煤的空隙率、碎度和脆度是增大煤接触氧气的因素，因而煤的自燃性随着它们的增加而上升。

地质构造和赋存状态 煤层厚度、倾角、煤层受力作用和被破碎的程度的增大是增加煤炭自然发火的正因素。地质构造复杂，变动激烈的地带，自然发火较易出现；坚硬顶板由于不易冒落充实采空区，且易压垮煤柱，同样也是促成煤自然发火的正因素。

采掘、通风条件 采用煤层切割量大的开拓、开采方式和非正规的采煤方法以及采用易造成采空区和煤柱漏风的通风方式时，都会增加煤自然发火的危险性。

煤炭自然发火危险程度 以检测影响煤炭自然发火的内在因素为基础，同时顾及外在影响因素，综合评价煤的自燃性，确定其分类指标的应用技术。是应矿井防灭火的需要而提出的分类指标，各个国家尚未纳入法规和规范。煤自然发火危险程度评定的办法分2类：

一类是先评出实验室鉴定的煤自燃倾向性的分值，取正值；然后将采煤方法、回采率、回采方向、采空区漏风程度、煤的湿度、矿压与煤层破碎程度及通风强度等因素分不同情况亦给予评分，可取正值(有利于自然发火的分值)，亦可取负值(不利于自然发火的分值)，并将评分结果累加，求出外在因素影响程度的总分值，最终将内、外在因素的分值相加，得出用以评价煤层自然发火危险程度的最后分值。另一类办法是根据对煤质的检验和某些外在因素的影响程度区别评分，可取正值，亦可取负值，最终将以各自的分值为基础经过相应的计算得出的分值作为评价煤自然发火危险程度的指标。这2类方法在国外一些煤炭工业发达国家（波兰等）应用较多，中国目前尚未开展应用。中国正在研究采用模糊聚类分析方法预测待开采煤层的自燃危险程度。该法是将中国一定数量的矿已知待开采煤层自燃危险程度的信息作为样本进行聚类分析，将其分成若干类，从而得到若干待开采煤层自燃危险程度的模式，然后将待预测的煤层可能自燃指标再进行模式分类，视其归属，进行预测。

煤炭着火温度 煤与氧气接触产生剧烈热效应、出现光和热等现象时的温度值。煤的着火温度，随煤的煤化程度不同而异。煤化程度高的煤，着火温度则高者。测定煤炭着火温度的方法有克雷伦法和维谢洛夫斯基-奥尔列斯卡娅法，两者皆采用经过人工处理的煤样，以其升温达到确定的状态时的温度为着火温度。克雷伦法以试管内煤样升温与加热器升温的交叉点作为着火温度；维谢洛夫斯基-奥尔列斯卡娅法则将煤样被加热至试管内煤样发生爆燃现象时的温度视为煤的着火温度。两者都存在着一定的误差，但前者比后者大。中国测定的煤炭着火温度为：褐煤、长焰煤小于305℃，长焰煤、气煤为305～345℃，气煤、肥煤、焦煤为345～385℃，贫煤、瘦煤为380～410℃，无烟煤大于400℃。

煤炭自然发火外部征兆 煤炭自然发火演变至相应阶段，由常规的检测仪表或人的感官即能检测到的全部效应。煤自燃过程显现的效应包括煤和邻近围岩的温度变化、周围环境风流温度和湿度的变化、煤干馏和自燃的气体和固体产物以及散发出的特殊芳香气味。煤自燃的热效应，使用相应的仪表即可直接测量到，并已达到定性和定量的水平；凭人的感官，可在某种程度上察觉到，虽很难确知其量度，但在很长的历史时期内，仍被人们作为发现煤自然发火的主要技术手段。

参考书目

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

中华人民共和国能源部颁布，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

Z. Maciejasz F. Kruk，《Pożary podziemne w kopalniach，część 1》，Wydawnictwo Śląsk，Katowice，1977

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（钱国胤）

meitan ziran fahuo weixian chendu yuce

煤炭自然发火危险程度预测 (prediction of spontaneous combustion of coal) 使用相应的仪器、仪表和设备，按规定的技术标准和要求，在井下某些设定的场所检测有关参数，预测煤层自然发火危险的技术。煤层是否易于自然发火及自燃的可能程度，不仅影响开拓开采方案的确定，而且也是制定有效的防火措施及煤炭自燃早期预测预报的依据，待开采煤层自然发火危险程度取决于煤的自燃倾向性、煤层的赋存条件和开采，通风技术条件。这些因素极为复杂，准确地确定它们的影响程度极为困难。煤炭自燃又是一个缓慢的氧化放热反应，人们只能根据煤炭自燃过程所表现的主要特性，即空气温度、气味、气体组分变化兼顾地质、开采、通风条件建立预测预报方法（见矿内火灾预报）。待开采煤层自然发火预测方法有煤炭自燃倾向性鉴定（见煤炭自燃倾向性）、煤炭自然发火危险程度（见煤炭自然发火）和煤层自然发火期3种。煤炭自燃倾向性鉴定各个国家都已有相对法定的方法在应用，后两者则正在进行研究或正在着手研究。中国《矿井防灭火规范》(试行)对矿井自然发火危险程度的划分、煤自燃倾向性的鉴定方法及其分类、煤层自然发火期的确定作出了规定。

煤层自然发火期 在一定条件下，煤炭从接触空气到自燃所需时间。有煤层巷道自然发火期和采煤工作面自然发火期之分。煤炭自然发火期随煤的煤化程度，含有的可起催化或阻化作用的矿物质的多寡，煤层所处的地质构造状态，煤层开采时期选用的开拓、采掘、通风技术，以及气象条件等的不同而不同，变化的幅度较大，在十几天到几年。据统计，中国烟煤矿井煤层的自然发火期变化在1～12个月之间，其中国有重点煤矿中易燃煤层自然发火期在6个月以内的约占54%，自然发火期在3个月以内的约占25%。采用相应的防火措施，可延长煤的自然发火期。目前各产煤国都是运用经验统计方法来确定开采煤层的自然发火期的，尚未制定出科学的判别手段和方法。统计确定煤层自然发火期，对矿井开拓开采布置及生产管理都有重

要意义。自然发火期短的矿井，一般不宜用煤巷开拓、采煤方法要保证最大的回采速度和最高的回采率，采空区要及时封闭等。

随着科学技术的发展，近年来提出了煤层最短自然发火期的概念。采取的方法，是在实验室内应用绝热装置、以现代检测技术和手段确定煤在理想的最易发火条件下的自然发火期；但这项工作仍处于探索阶段。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

秦书玉等编著，《煤矿井下内因火灾防治技术》，东北大学出版社，1993。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（钱国胤）

meitan ziran xueshuo

煤炭自燃学说 （the theory of spontaneous combustion of coal） 研究与阐明煤自燃过程原理的论点与见解。对煤炭自燃过程的探索，从17世纪即已开始，先后提出了黄铁矿作用说、细菌作用说、酚基作用说及煤氧复合作用说等学说，其中煤氧复合作用说已经得到科学论证，至今不存在任何争议。对煤自燃的前期温升过程的发展，目前仍有分歧，提出了较多的解释。

黄铁矿作用说 认为煤的自燃过程是由于煤层中的黄铁矿（FeS_2）与氧及水发生反应生热的结果。过程如下：

$$2FeS_2+2H_2O+7O_2\rightarrow 2FeSO_4+2H_2SO_4+Q_1\uparrow;$$

$$12FeSO_4+6H_2O+3O_2\rightarrow 4Fe_2(SO_4)_3+4Fe(OH)_3+Q_2\uparrow;$$

$$FeS_2+Fe_2(SO_4)_3+3O_2+2H_2O\rightarrow 3FeSO_4+2H_2SO_4+Q_3\uparrow;$$

上述反应过程均为放热反应，能促使煤炭蓄热，在一定条件下导致着火。该学说是英国人M. Plott等在17世纪初提出的，19世纪下半叶曾广为认定，系首次解释煤炭自燃原因的学说。

20世纪50年代，波兰学者W. Olpinski对波兰烟煤考察后提出：对于煤化程度较低的煤，只有当硫化铁含量高于1.5%时，才具有自燃倾向性；煤自燃过程中，黄铁矿中的斜方晶系变态 白铁矿石起着主要作用。英国学者T. F. Winmill实验证实：在不自燃的煤中，加入30%的黄铁矿即可使其变为具有自燃倾向性的煤；黄铁矿氧化时，放出的热量比煤氧化放出的热量高2倍；同时黄铁矿氧化过程中体积的增大，对煤体有胀裂作用，可使煤体裂隙扩大和增多，氧化表面积增加，导致气体渗入而促使煤氧化。

此学说并未得到世人的公认，反对者举出了苏联库兹涅茨等许多不含硫的煤也发生自燃的反例。

细菌作用说 认为煤自燃是在细菌的作用下煤发酵过程中放出热量的结果，这一学说是英国学者M. C. Potter于1927年提出的。1934年，有的学者提出，煤的自燃是细菌和黄铁矿共同作用的结果。

1947年苏联学者A. A. Скочинский提出，细菌不是导致煤自燃的主要原因。1951年，波兰学者R. Dubois指出，当微生物极度增长时，一般都有生化放热过程，随煤（特别是泥煤）自热温度升高至70℃以上时，所有的生化过程都将消亡。英国学者T. F. Winmill和J. J. Graham实验后提出，具有自燃倾向性的煤在温度为100℃的真空烘箱内，20h后自燃倾向性不变，而此时应该说一切菌类均已死亡。1956年苏联学者Н. В. Завэртин指出，细菌对煤的自燃不起任何作用，煤的自燃是化学基链反应过程，而不是细菌作用过程。

酚基作用说 认为煤自燃是空气中的氧与煤体中含有的不饱和酚基化合物作用放出热量所致。该学说由苏联学者Б. В. Тронов于1940年提出，阐明了酚的产生及其与氧反应的机理，尚缺乏深入的研究。

煤氧复合作用说 认为煤自燃的根本原因在于煤具有吸附氧的能力和与此相联系的放热作用。

1870年波兰学者H. Rachtan通过实验得出，每克煤一昼夜的吸氧量为0.10～0.50mL。1941年、1945年美国学者E. R. Jones提出，在空气中，常温下烟煤的吸氧量可以达到0.4mL/g。原苏联学者的研究表明，煤在25～80℃之间的吸氧量为0.00019～0.5800mL/g。20世纪60年代初，中国煤炭科学研究总院抚顺分院用静态容量法对中国各煤田的煤在30～60℃之间的吸氧量进行的测定表明，随煤种不同，吸氧量各异，干煤为0.80～2.50mL/g；而20世纪80年代初用色谱吸氧法测定的结果表明，在低压（p=10133Pa）、常温（30℃）下，中国各煤种的干煤吸附流态氧的量为0.24～2.35mL/g。

1951年，苏联学者В. С. Веселовский在进行大量的煤氧化自燃过程的研究后，提出和完善了煤氧复合作用说的阐述，指出：煤的自燃是氧化过程自身加速的最后阶段，并非任何一种煤的氧化都能导致自燃，只有在稳定的低温、绝热条件下，氧化过程自动加速，才能导致自燃。该学说已为大多数学者所承认。

黄铁矿作用、酚基作用说、细菌作用学说虽不能作为解释煤炭自燃的完美学说，但在某一地区、某一矿

井，或对于某一类别的煤炭，却可能给形成自燃火灾的因素以完善的解释，找准形成自燃的原因，对做好内因火灾的防治具有指导意义。对于煤自燃导因，尽管随着煤氧复合作用说广泛地被人们所接受，在实践中也逐渐得到了科学的证实，但是它与氧作用的机理，特别是低温阶段的氧化机理至今仍是人们不断探索的对象。在众多见解和阐述中，苏联学者 Н. А. Шилов 提出的表面化学络合物作用论，受到人们的重视。这一理论认为：煤主要由高分子物质构成，氧分子吸附在煤表面，活化能降低，与表面上的官能团相互作用，产生表面化学络合物，但参与反应的煤的原子键尚未断裂，表面络合物不分解，不产生新物质，仍具有普通原子化合物的性质，借助相应的键依附于煤表面上；只有当化学键能量小或提高温度，煤表面上的原子才能分离。煤表面络合物生成的速度取决于温度，且要求一定的活化能。形成过程中可放出较多热量，除参与中和和交换反应外，还参与一系列氧化还原反应。过程随水、氧或氢等的参与的不同而异，并能形成羟基。增加能量、提高温度，表面络合物即分裂，形成分子产物，并在表面上形成新的活化中心，此时，过氧化物特性的络合物形成，它们分裂时，其弱键—O—O—断裂，形成表面原子团 RO′ 与自由羟基 OH′；产生的过氧官能团在 80℃左右时出现一高峰，提高系统的温度和煤的粉碎度，高峰范围随之扩大，此时，反应表面产生顺磁中心。煤的吸氧量以及形成的官能团的量与煤的顺磁中心的量在化学上相关。低温氧化过程中过氧化物积累，将导致醇、酚、醛、酮及酸基官能团的形成，它们与煤中的羟、羧、羰、醚基官能团等都随煤化程度而异，且随过程而减少，氧化继续会不断使含氧官能团量增加，它们具有不同的稳定性，一旦分解即形成水和二氧化碳、一氧化碳等气体产物，出现煤低温氧化的全部征兆。

参考书目

Z. Maciejasz F-Kruk, 《Pożary podziemne w kopalniach, cześć I》, Wydawbictwo Śląsk, Katowice, 1977

王省身 张国枢编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1995。

В. П. Саранчук, 《Окисление и Самовозгорание Угля》, Наукова Думка, Киев, 1982.

（钱国胤）

meitian huozai

煤田火灾 (fire in coal field) 尚未开发的煤田的煤层露头及浅部一切非控制性的燃烧。煤田火灾是待开采煤田的重大灾害，不仅会造成煤炭资源的大量损失；而且会造成火区附近地面温度的升高，会向大气释放大量有毒气体而污染环境，并会使地层（表）龟裂、塌陷、使地表植被枯萎，影响煤田的正常开发和人们的正常生活。具有供氧充分、燃烧完全、延燃方向不定、蔓延速度快、波及范围大、燃烧煤炭资源多和污染环境严重等特点（见彩图 88～93）。俄罗斯、波兰、美国、加拿大、印度、印度尼西亚等世界主要产煤国家都有煤田火灾存在。中国的新疆维吾尔自治区、内蒙古自治区和宁夏回族自治区均分布有仍在燃烧着的煤田火灾；尤以新疆和宁夏两自治区的煤田火灾严重。中国的煤田火灾面积已达 700km^2，其中活火区面积近 20km^2，每年要烧掉数千万吨煤炭，是世界上煤田火灾最严重的国家。1981 年新疆地区经普查确认的煤田火灾有 42 处，其中到 1997 年 8 月已有 5 处被扑灭（见彩图 96），2 处正在治理之中（见彩图 94、95）。中国新疆地区的煤田火灾历史久远，已熄灭的古煤田火区经考证，多数发生于 80 万年前的晚更新世时期。中国唐代即有煤田发火的记载。

分类 按成因不同分为构造式煤田火灾、自燃式煤田火灾和开采式煤田火灾 3 类。

构造式煤田火灾 煤层被断裂构造运动所形成的高温点点燃而形成的煤田火灾。分布在区域性大断裂带上，展布范围广，对煤炭资源的耗损大。这类煤田火灾现已熄灭，只可在遗址处见到几公里至十几公里连续不断的烧变岩和烧变角砾岩。

自燃式煤田火灾 煤层在地壳上升运动和褶曲运动的作用下出露地表直接同空气接触而氧化聚热升温形成的煤田火灾。分布于煤层露头处，燃烧规模大，对煤炭资源的损耗大。这类煤田火灾现已熄灭；但在其下建矿开采煤炭时，很容易使其复燃而形成新的煤田火灾。

开采式煤田火灾 因人类的开采、冶炼、取暖等活动引发的煤田火灾。分布于煤层露头和废弃的小煤窑处。这类火灾目前多仍在燃烧。

治理 采用各种手段进行灭火的过程。灭火方法有直接灭火法、间接灭火法和综合灭火法 3 种。中国新疆地区成立有专门进行煤田火灾治理的灭火工程处，其所使用的灭火技术处于世界领先地位；能源部于 1992 年颁布了世界第一部《煤田火灾灭火规范》（试行），对煤田火灾治理的组织领导、灭火设计及施工、火区观测技术标准、测网的布设原则，观测数据的整理与分析等作了具体的规定，并对火区管理、火区控制和熄火的技术标准作出了量化规定。

中国新疆采取注水、注浆、挖掉火源和砂土覆盖等综合灭火措施，先后扑灭了哈密大南湖火区、艾维尔沟火区、铁厂沟火区、奇台北山火区和阜康白杨河火区，

阜康小龙口火区和小黄山火区正在扑灭中。中国宁夏采取封堵火头阻止蔓延、封堵地面塌陷和裂缝、充填覆盖衰老或收缩火区等措施控制了汝箕沟煤田火区。中国内蒙古拉本火区采用封、填、挖、灌和烟道气综合灭火措施，获得了良好效果；烟道气是本地区的石灰石和无烟煤在立式窑中燃烧生成的气体，主要成分是$CO_2$24%～35%、N_2大于60%、$O_2$4.92%、CO为0.038%及水蒸气。

直接灭火法 最常用的有用水灭火和挖除火源2种。

用水灭火不仅方便易行，而且水的比热为4186.8J/kg，可以吸收大量的热，使燃烧的煤炭降温冷却，同时水汽化产生的大量的水蒸气包围着燃烧的煤层，又可起到临时隔绝氧气的作用。适用于扑灭火区范围不大的煤田露头火和煤层浅部火。

挖除火源是直接灭火最有效的方法。对于近期计划开发、开采的煤田中的火区，可结合生产工程同时规划、设计和施工。宁夏回族自治区汝箕沟矿区的大峰露天矿和白岌沟矿就是采用“灭火同生产”相结合的灭火方式，取得了灭火、生产的双重效果。挖除火源除采用机械设备（推土机、电铲）外，也可因地制宜地采用深层洞穴爆破、裂隙爆破和钻探爆破等方法。适用于扑灭火区范围不大的煤田露头火和煤层浅部火。

间接灭火法 常用的有黄（砂）土覆盖、打钻注水、灌浆和鱼鳞坑注水等方法。黄（砂）土覆盖灭火法是利用覆盖的黄（砂）上层可断绝火区的供氧的作用而扑灭火区的。其灭火周期长、温度降低慢；适用于扑灭处于戈壁或平原地区、燃烧蔓延速度快、火源较深和近期未列入开发、开采计划的煤田中的火区。打钻注水、灌浆灭火法适用于扑灭火区面积大且处在山区、地表龟裂、塌陷严重、裂隙大、且近期计划开发、开采的煤田中的火区。灌浆灭火法是扑灭煤田火灾最有效的方法之一，它不仅具有热容量大，吸热能力强的特点，还可起到堵塞裂隙、包裹煤体、隔绝供氧，阻止氧化的作用（见灌浆防灭火）。

黄（砂）土覆盖和灌浆灭火法，在缺土少水的地区不适宜采用。

综合灭火法 根据火区的具体条件而选用的多种灭火手段的综合灭火措施。它适用性强，可满足“因地制宜，就地取材，技术可行，经济合理”的灭火原则。

（王 云 李志诚 辛广龙）

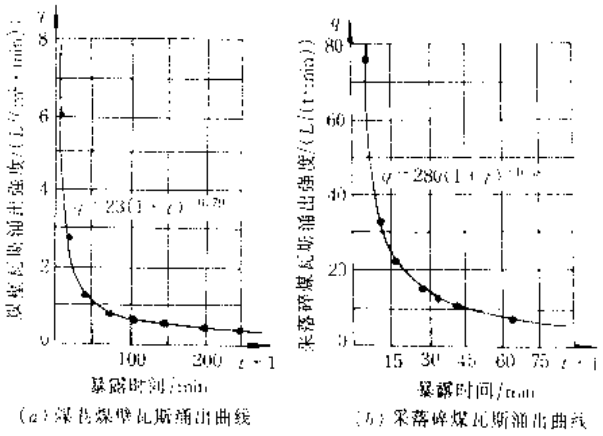
meihang wasi yongchu

煤巷瓦斯涌出 （gas emission from coal entry） 从煤层巷道的煤壁和落煤中放出瓦斯的现象。煤壁瓦斯涌出的特点是：刚暴露时瓦斯涌出强度（单位时间内从单位暴露面积涌出的瓦斯量，亦称瓦斯涌出比流量）大，随着时间的延续，涌出强度按指数函数的规律下降。对固定的暴露面，可近似认为其瓦斯涌出强度与暴露时间的平方根成反比（图1*a*）常用下式表示：

$$V_t = aV_0\ (t+1)^{-\frac{1}{2}}$$

式中V_t为瓦斯开始涌出后t时刻的瓦斯涌出强度，$m^3/(min \cdot m^2)$；V_0为煤壁刚暴露时的瓦斯涌出强度，$m^3/(min \cdot m^2)$；a为时间的因次系数，当时间以“min”计时，其值为1；t为瓦斯涌出开始后所经过的时间，min。

采落煤炭的瓦斯涌出强度呈衰减过程，其衰减程



（*a*）煤壁瓦斯涌出曲线 （*b*）采落碎煤瓦斯涌出曲线

图1 暴露煤面瓦斯涌出强度与暴露时间的关系

度与煤的变质程度有关，煤变质程度越高，衰减的速度越慢。在其他条件相同时，煤的块度越小，瓦斯涌出强度越大。图1*b*表示了碎煤瓦斯涌出强度随时间变化的曲线。单位质量煤块的瓦斯涌出强度变化曲线可用下式表示：

$$q_t = aq_0\ (t+1)^{-n}$$

式中q_t为采落t时间后，煤块的瓦斯涌出强度，$m^3/(min \cdot t)$；q_0为煤块从煤体采落瞬间的初始瓦斯涌出强度，$m^3/(min \cdot t)$；t为煤采落后所经过的时间，min；a为时间的因次系数，用“min”表示时间时，其值为1；n为取决于煤物理、化学性质的系数，由实验获得。

煤巷落煤作业时，由于工作面周围卸压区和新暴露面增加，瓦斯涌出量也增大，特别是放炮落煤，瓦斯涌出量增加尤甚（图2）。

煤巷瓦斯涌出量的大小，主要取决于煤层瓦斯含

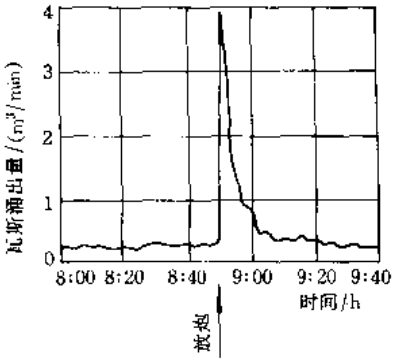


图 2 放炮掘进煤巷瓦斯涌出量变化曲线

量、煤壁暴露面积大小和暴露时间，可通过现场实测获得，也可计算得出。计算方法有单巷计算法和双巷计算法 2 种。计算公式为：

(1) 单巷计算法

$$Q_{CH_4}=4Mvc_1t^{0.5}+bMv\ (x_0-x_1)$$

(2) 双巷计算法

$$Q_{CH_4}=8Mvc_2t^{0.5}-M(x_0-x_1)[v(b_1+b_2)+v_1b_3]$$

式中 Q_{CH_4} 为单巷或双巷的绝对瓦斯涌出量（平均值），m^3/d；M 为煤层厚度，m；v 为煤巷的掘进速度，m/d；t 为煤巷掘进时间，d；b 为单巷宽度，m；b_1、b_2 为双巷时主、副巷的宽度，m、m；x_0、x_1 为煤层的原始瓦斯含量和采落煤炭的残存瓦斯含量，m^3/m^3、m^3/m^3；v_1、b_3 为联络巷的掘进速度和宽度，m/d、m；c_1、c_2 为单巷、双巷的瓦斯涌出特性系数，$m^3/(m^2\cdot d^{0.5})$、$m^3/(m^2\cdot d^{0.5})$。

煤壁的瓦斯涌出量随着暴露时间的延长而衰减，当达到时间 t_j 时，就接近于零，t_j 为煤壁排放瓦斯的极限期。极限期一般为 6～16 个月。当巷道的掘进时间 $t>t_j$ 时，巷道煤壁的绝对瓦斯涌出量近似值为：

(1) 单巷 $Q_{CH_4}\approx 4Mvc_1t_j^{-0.5}$

(2) 双巷 $Q_{CH_4}\approx 8Mvc_2t_j^{-0.5}$

式中 Q_{CH_4} 为单巷或双巷的绝对瓦斯涌出量（平均值），m^3/d；M 为煤层厚度，m；v 为煤巷的掘进速度，m/d；c_1、c_2 为单巷，双巷的瓦斯涌出特性系数，$m^3/(m^2\cdot d^{0.5})$、$m^3/(m^2\cdot d^{0.5})$；t_j 为煤壁排放瓦斯极限期，d。

参考书目

俞启香编著，《矿井瓦斯防治》，中国矿业大学出版社，1992。

A. B. 彼特罗祥著、宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

（俞启香）

meiyou bansheng meiceng de anquan kaicai

煤油伴生煤层的安全开采 (safety mining coal seam with oil intergrowth) 顺利地采出煤油伴生煤层的煤炭的工作。煤油伴生煤层形成于地质时期中下侏罗世，其石油生成量不大，多呈透镜体状、零星分布，无工业开采价值，对煤炭生产有环境污染和安全管理困难。中国陕西省的铜川市焦坪矿区、黄陵矿区、彬县矿区、内蒙的包头市长汗沟矿、辽宁省的阜新矿务局东梁矿等局矿已发现有煤油伴生煤层。在开采煤油伴生煤层时，会从巷道顶板和回采工作面渗出原油和油气，渗油段长度和渗出油量不尽相同。中国陕西省的焦坪矿区崔家沟矿在 350m 掘进巷道范围内有 30 处渗油，最大渗油段长 70m，水沟内积油厚约 0.2m，日出原油 20～24t。

开采煤油伴生煤层时，开拓、开采设计和巷道布置除应遵守一般煤矿的规定外，还需在开采前打顶板钻孔预排油气。钻孔中流出的原油和油气由导管引向井底车场，经油水分离器分离后，原油直接装车运向地面、油气排向回风巷。

油气爆炸及检测 油气成分除甲烷外，还有大量重烃（表 1），且这些重烃的爆炸下限低（表 2），当条件适合时会发生爆炸。开采煤油伴生煤层的矿井必须制定防止油气爆炸的安全措施。煤油伴生矿井油气(混

表 1 中国下石节矿及杏树坪斜井油气成分分析结果

组分 / 含量(%) / 采样地点	甲烷	乙烷	丙烷	异丁烷	正丁烷	异戊烷	正戊烷	CO_2	N_2
下石节矿+1230 大巷	13.83	6.03	24.85	11.54	20.37	7.50	6.09		
下石节矿+1230 大巷	14.76	3.13	27.76	10.64	22.99	9.80	7.35	3.39	
下石节矿+1230 大巷	58.05	6.76	19.28	4.11	5.82	1.09	0.96	1.86	1.74
杏树坪斜井 21# 钻孔	83.53	0.90	6.55	2.06	3.72	0.74	0.84	0.55	1.09
杏树坪斜井 29# 钻孔	86.05	0.92	6.44	1.48	2.59	0.43	0.32	0.45	1.30

合重烃气）爆炸下限按下式计算：

$$N=\frac{C_1+C_2+C_3+\cdots+C_n}{\frac{C_1}{A_1}+\frac{C_2}{A_2}+\frac{C_3}{A_3}+\cdots+\frac{C_n}{A_n}}$$

式中 N 为油气爆炸下限，%；C_1、C_2、C_3、…、C_n 为矿井空气中各油气组分占可燃气体总和的体积百分比，%；A_1、A_2、A_3、…、A_n 为各油气组分的爆炸下限，%。

油气各组分的浓度可用气相色谱仪分析，也可利用光学瓦斯检定器测定。鉴于光学瓦斯检定器的刻度是按甲烷的光折射率刻制的，而重烃气体的光折射率与甲烷不同，故用光学瓦斯检定器测定油气时需对仪器读数进行校正。校正公式为：

$$M=W\cdot H$$

$$H=\frac{N_1-N_0}{N_n-N_0}$$

式中 M 为某重烃气体的实际浓度，%；W 为光学瓦斯检定器的读数，%；H 为校正（换算）系数；N_1 为甲烷的光折射率；N_0 为新鲜空气的光折射率，N_n 为某重烃气体的光折射率。

表 2　几种烷烃类气体的分子量与爆炸下限

名　称	甲烷	乙烷	丙烷	丁烷	戊烷
分子量	16.04	30.07	44.09	58.12	72.15
爆炸下限（%）	5.0	3.12	2.17	1.55	1.44

防治油气爆炸措施　开采煤油伴生煤层的矿井，为防止出现瓦斯（油气）爆炸，在加强油气预排的基础上，还应保证足够供风量、加强瓦斯浓度检查和火源管理，具体要求与一般高瓦斯矿井相同。对此，中国《煤矿安全规程》作了规定。此外，还需采取以下安全措施：①排油气钻孔应与排油气的专用导管连通；②用浮煤或黄泥吸收由巷道顶板、两帮等处渗出的原油，并装车运出地面；③设立防火设施和灭火器；④根据矿井条件选用阻化剂、黄泥灌浆或惰性气体（氮气）充填采空区，防止采空区出现自燃。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

（杨思敬）

meiyuwasi tuchu yuzhao

煤与瓦斯突出预兆　（sign of coal and gas outburst）　煤（岩）与瓦斯突出前在工作面观察到的煤体破坏和移动过程的外部表现。多数突出发生前，工作面会出现各种有声和无声预兆。不同煤层的工作面，突出预兆可能不同，可能出现一种或同时出现多种预兆，但有时无明显预兆，及时发现突出预兆，对保证突出危险工作面作业人员安全有重要的意义。突出预兆概括起来有：有声预兆、地压预兆、瓦斯预兆、煤层结构预兆和其它预兆等 5 种。

有声预兆　工作面附近煤体发出的闷雷声、爆竹声、机枪声和嗡嗡声等。在中国把这类预兆统称为“煤炮”。个别地点，在突出发生前，会出现渗水声。

地压预兆　工作面支架来压、煤掉渣、片帮、工作面煤壁开裂和外鼓、底鼓、炮眼变形无法装药、夹钻杆等。

瓦斯预兆　工作面风流中瓦斯浓度突然变大、变小或忽大忽小，打钻时顶钻、喷瓦斯、喷煤粉等。

煤层结构预兆　煤层层理紊乱、煤质松软、煤呈颗粒状或碎屑状、煤干燥和煤尘增多、暗淡而无光泽等。

其它预兆　个别突出发生前，出现工作面煤壁和风流的温度下降、特殊气味等。

据中国北票矿区 951 次突出统计，最常见的突出预兆是煤结构变化（占 62.8%）和煤炮（占 47%），30% 的突出发生前工作面瓦斯浓度发生变化（突然变大或忽大忽小），只有极少数突出未发现明显预兆。

参考书目

于不凡著，《煤和瓦斯突出机理》，煤炭工业出版社，1985。

赵企福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（王佑安）

moca huohua

摩擦火花　（friction sparks）　两个物体表面摩擦、冲击或碰撞而产生的发出可见光的高温物质颗粒。可点燃矿井瓦斯，是导致煤矿瓦斯爆炸或燃烧的一大因素。1986 年 9 月中国江苏庞庄煤矿、1987 年中国安徽某矿曾发生因金属摩擦火花而引起的井下瓦斯爆炸事故，造成较大人员伤亡。1943 年英国的约克郡曾发生因风机叶片与钢护套摩擦产生火花而点燃矿井瓦斯的事故。这类事故在德国、日本等地也发生过。形成的摩擦火花有 2 种类型，一种是被摩擦或冲击机械能转化的热能加热的摩擦或冲击产生的物质颗粒；另一种是在热能的作用下，能与空气中的氧或氧化剂中的氧发生强烈的氧化反应的摩擦或冲击产生的颗粒。在煤矿井下，岩石与岩石之间、金属与金属间、金属与岩石间的摩擦、冲击或碰撞都可能产生摩擦火花。摩擦火

花能否点燃瓦斯同摩擦火花的能量大小有关；而摩擦火花的点燃能力大小又受多种因素影响。采取一定的措施，可以预防形成的摩擦火花点燃矿井瓦斯。

影响摩擦火花点燃能力的因素 冲击速度、冲击能量、摩擦速度、爆炸性气体类别和浓度以及摩擦副材料的化学物理特性等都是影响摩擦火花点燃能力的因素。

冲击速度和冲击能量 在冲击速度低于220m/s，冲击能量不超过1200～1500J的范围内，冲击速度或冲击能量越高，产生的火花点燃能力越强；当其速度或能量超过这个范围时，会因冲击物体变形或形成碎块而消耗一部分能量，会使点燃能力降低。

摩擦速度 当摩擦副相对移动速度不超过100m/s时，摩擦速度越高，其点燃能力越强；超过此值时，由于摩擦火花运动区域内的爆炸性气体混合物形成了涡流，点燃条件不易形成，摩擦火花的点燃能力降低。

爆炸性气体类别和含量 由于各种不同爆炸性气体有各自的最小点燃能量和最易被点燃的浓度（见瓦斯爆炸），因而爆炸性气体的类别与含量直接影响着摩擦火花的点燃能力。图1是钢材质摩擦火花点燃的几种爆炸性气体混合物的曲线。

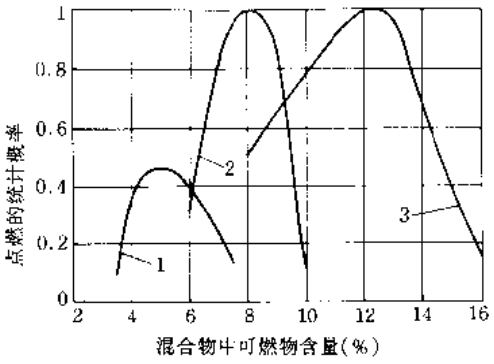


图1 钢材质摩擦火花点燃爆炸性气体混合物浓度范围

1—乙炔—空气混合物；2 甲烷—氢气—空气混合物；3—氢气—空气混合物

摩擦副材质化学成分 当摩擦副材料中含有氧化铁、铝、镁、钛等成分时，其摩擦火花具有较强的点燃能力。铝、镁合金同铜冲击形成的摩擦火花能量在100～200J时，便可点燃甲烷浓度为6.5%的矿井甲烷-空气混合物；钛及其合金与青铜摩擦时，其速度在10m/s时即可点燃甲烷-空气混合物。

摩擦副材质物理的特性 主要表现在材料的硬度和熔点上。硬度大、熔点高的金属材料的摩擦火花点燃能力强；硬度低、熔点低的金属材料，摩擦或冲击所产生的颗粒以小块状或液滴状出现，其氧化速度低，因而不能形成点燃能力很强的摩擦火花。

防止摩擦火花点燃矿井瓦斯的措施 主要有改变金属矿材（或设备外壳）的化学成分、在金属表面加保护层、改善环境条件等。

改变金属矿材中的化学成分 在金属材料中，限制铝、镁、钛的含量或在其中渗入金属铍，可以防止产生摩擦火花。

金属表面加保护层 在金属表面涂镀低熔点金属或用非金属材料做为保护层，可以防止摩擦火花的产生。

改善环境条件 在煤矿井下加强通风，防止爆炸性混合物达到爆炸界限，或在运输、采掘等设备周围采用洒水、喷雾等措施，可削弱摩擦火花的点燃能力。

参考书目

B. C. 克拉夫钦克等著，杨洪顺等译，《电气放电和摩擦火花的防爆性》，煤炭工业出版社出版，1990。

GB13813—92《煤矿用金属材料摩擦火花安全性试验方法和判定规则》，中国标准出版社出版，1993。

（兴自中）

N

neiyin huozai

内因火灾 (endogeneous fire) 由于煤炭或其他易燃物自身氧化积热、发生燃烧引起的火灾。又称自燃火灾、自然发火。内因火灾不仅会烧毁大量煤炭或其他易燃物品，而且生成的大量的有毒有害气体，还会造成人身伤亡；对于有瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井，还可能引起瓦斯、煤尘爆炸。防治内因火灾是煤矿安全工作的重点，也是日常工作之一。中国《煤矿安全规程》对内因火灾的防治工作作出了具体的规定。

内因火灾的发生有一个孕育的过程，发生发展过程中会呈现一定的预兆，因而根据预兆采取一定的技术措施可以早期予以发现而发出预报，并进行预防；但由于内因火灾的火源很隐蔽，很难准确确定其位置，因而内因火灾一旦发生，很难扑灭，内因火灾可以持续数月，数年，甚至几十年，且范围还会逐渐蔓延扩大。

内因火灾多发生在井下旧采场、采空区、煤柱及地面矸石山、煤堆等处，其发生的危险程度取决于易燃物的自燃倾向性、所处场所的环境条件等因素。防治内因火灾的根本措施是清除可燃物、隔绝空气和降低温度等，常用的技术措施有灌注泥浆、严密封闭、均压、注入惰气、注或喷洒阻化剂等。

煤矿中所指内因火灾往往专指煤炭自然发火（见煤炭自然发火）。

参考书目

三省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（成颖敏）

nianjiefa

粘结法 (cohesive method) 将粘结剂（糊）喷洒在巷道的周边上，或者将颗粒状或片状的吸水剂撒在巷道的底板上。把已经沉积和继续沉降的煤尘粘结起来，使其丧失飞扬能力的措施。是预防煤尘爆炸的方法之一。粘结剂通过压风设备或泵经特制的喷嘴喷洒在巷道周边上；用量取决于巷道表面情况、沉积煤尘量及支架型式等，液体粘结剂一般为 0.5～1kg/m^2、粘结糊为 3kg/m^2 左右。撒布在巷道底板上的吸水剂通常为小颗粒状的氯化钙，多用于空气相对湿度较小的巷道中；撒布量为 100～200g/m^2，每半个月向其表面喷洒一次少量的水，以利吸水剂潮解。粘结法所使用的物质一般均含有氯化物，有较强的腐蚀性，因而不能在有设备、仪表及支架等的地点使用。利用粘结法粘结煤尘时因所用粘结物不同，其有效时间各有不同。

防爆机理 ①被粘结的煤尘含有较高的水分；②微细煤尘颗粒在粘结物质作用下聚成大颗粒后，减少了与氧的接触面积，降低了氧化着火能力及爆炸性；③煤尘被粘结后，丧失了飞扬能力，降低了空气中煤尘含量。

粘结剂 含有吸水剂和湿润剂的水溶液。含有增稠物质（亦称载体）的呈稀糊状混合液，称半流体粘结剂或粘结糊。粘结剂中的吸水剂一般为氯化钙、氯化钠、氯化镁，或由氯化钙、氯化钠、氯化镁、氯化钾组成的“电解质”（铝厂的废渣）。当采用氯化钙或氯化镁时，其含量为 15%～35%，空气相对湿度高的巷道采用低浓度、反之采用高浓度；当采用氯化钠时，常用饱和浓度。粘结剂中的湿润剂采用非离子型表面活性剂者居多，也用离子型表面活性剂，含量为 0.3%～3%。在粘结糊中，常以氢氧化铝凝胶或氢氧化镁凝胶，或者粘土作为增稠剂，含量为 1%～12%。

有效时间 与粘结剂的成分、喷洒量及煤尘沉积强度密切相关。液体粘结剂的有效期少则几天，多则 70d；粘结糊的有效期可达 6 个月；颗粒状氯化钙的有效期可达 3～6 个月。

沿革 德国早在 20 世纪 30 年代中期便开始了对粘结法的试验研究，已广泛应用于井下。20 世纪 50 年代起，苏联、美国、英国、法国及波兰等国对这一方法也相继开展了研究和应用。中国于 1960 年至 1964 年

进行了粘结法的井下和地面试验，但未推广应用。由于粘结法存在腐蚀性问题，在井下巷道内大量采用金属机械设备及监测仪表的情况下，粘结法应用范围在不断缩小。

（刘新强）

nügong laodong baohu

女工劳动保护 (labour protection of woman workers) 针对妇女的解剖生理特点和孕育后代的使命，对女职工在劳动生产中采取的除一般职业性危害因素的预防措施外的一系列劳动保护措施，是整个劳动保护学中一个组成部分。

女性在解剖、生理上与男性相比有很大差异，身高、体重、胸围、上下肢长、手足的测量平均值均小于男性，骨骼较男性短而纤细，腰部脊柱较长而弯曲、骶骨平坦而低、耻骨弓的角度较大，肌肉不如男性发达，总血流量、红细胞数和血红蛋白含量也低于男性，心输出量和肺活量也较男性小，女性不仅保持身体直立姿势的支持能力较弱，而且重体力劳动的适应能力一般不如男性。同时妇女一生中还有月经、妊娠、分娩、哺乳和绝经等生理过程，且许多化学物质能透过胎盘屏障进入胎儿体内，铅、汞、砷等毒物女工接触吸收后在授乳期可随乳汁排出而影响婴儿，因此对女职工除贯彻一般劳动保护外还提倡月经期、孕期、围产期和哺乳期的“四期保护”。女职工不应从事低温、重体力和长期保持站立姿势的劳动，不能从事煤矿井下作业。世界各国均对女工劳动保护提出了具体要求。中国于1988年6月28日发布了《女职工劳动保护规定》；于1990年元月18日颁布了《女职工禁忌劳动范围的规定》，对女职工禁忌从事的劳动范围、女职工月经期禁忌从事的劳动范围、已婚待孕女职工禁忌从事的劳动范围、怀孕女职工禁忌从事的劳动范围、女职工哺乳期间禁忌从事的劳动范围都作了具体的规定。

参考书目

全国总工会女职工部编写，《中华人民共和国妇女权益保障法》讲话，中国工人出版社，1992。

（陈升胜）

P

paomo fangmiehuo

泡沫防灭火 （prevention and extinction of mine fire by foam） 利用各种泡沫剂发生的泡沫防治矿井火灾的技术。泡沫是由泡沫剂溶液通过化学反应或机械方法产生的呈一定物态的气泡集合体，具有体积膨胀和气孔封闭的特性，能起覆盖窒息、吸热降温、阻止热传播和堵塞漏风的作用。按气泡膜的物态不同分为液体泡沫、固体泡沫和胶体泡沫。泡沫灭火适用于扑灭明火火灾和煤壁（柱）表面火灾，对于已燃烧到煤体深部的火灾很难奏效。向煤柱、煤堆内部压注惰性泡沫可以预防煤炭自然发火。分为高倍数泡沫灭火、惰气泡沫防灭火、低倍泡沫灭火、固体泡沫防灭火和泡沫凝胶防灭火。煤矿中使用较多、较成熟的是高倍数泡沫灭火技术。

泡沫分类 根据气泡膜的物态分为液体泡沫、固体泡沫和胶体泡沫。液体泡沫按其生成原理又分为化学泡沫和机械泡沫。机械泡沫按其发泡倍数分为低倍、中倍和高倍泡沫 3 种；高倍泡沫发生的倍数在 500～1000 倍之间。按包裹的气体不同又分为空气机械泡沫和惰气机械泡沫。化学泡沫的泡沫倍数为 10～20 倍。不同类别的泡沫采用不同类型的泡沫剂，生成方式和用途也各有差异。

沿革 化学泡沫灭火 20 世纪初始于英国，迄今仍为各国沿用。20 年代出现空气机械泡沫灭火，到第二次世界大战期间得到广泛应用，泡沫发射的工艺与设备也随之日趋完善，空气机械泡沫从 40 年代起陆续地被各国正式列为石油化工企业的常备消防设施，当代仍为各国的主要消防手段之一，使用的泡沫剂不断更新换代。高倍泡沫用于矿井灭火 1956 年始于英国，此后于一些主要产煤国家陆续应用，发展迅速。中国于 20 世纪 60 年代初正式使用，迄今从泡沫剂到发泡设备大都成熟定型，80 年代开始向惰气泡沫和胶体泡沫防灭火并举的方向演变与发展，日渐成为煤矿防灭火的重要技术手段。

高倍数泡沫灭火 液体高倍空气机械泡沫灭火的简称。高倍泡沫由高倍泡沫剂的水溶液通过发泡设备与空气混合作用而生成，利用矿井巷道或管道输入火区灭火。当盲巷或掘进巷道发生火灾时，可利用风筒输送泡沫直达火源灭火。特点是药剂耗量小，泡沫发生量大，灭火速度快，水渍损失少，用后清理简单；但因泡沫内包含的是空气，其灭火与抑爆的效果受到影响。可供实施远距离灭火。评价高倍泡沫的综合指标是发泡倍数（泡沫体积与其原液体积之比）、泡沫稳定性（一定发泡条件下，一定体积的泡沫破灭一半的时间）和泡沫脱水率（一定时间内泡沫脱水的百分率）。高倍泡沫剂通常是以合成型表面活性剂为基料，再掺入适量稳定剂和耐燃剂等复合配方而成。高倍数泡沫是气、液两相，膨胀倍数为 200～1000 倍。

煤矿中高倍数空气机械泡沫的发射，最初采用巷道风流法，如图 1 所示；后采用强制风流法，如图 2 所示。强制风流法是将成泡的网具安装在强力的通风机前面，利用风机产生的风流吹动喷洒在网具上的泡沫液，由此连续大量地产生高倍数泡沫；这套设备称为发泡机，由供风、药液供配和成泡装置 3 部分组成，发泡机分移动式和固定式 2 种，使用动力有电力、压力水和内燃机。高倍空气机械泡沫灭火技术是煤矿中使用较多、较成熟的技术，其还可用于地面、地下建筑及船舶等处扑救一般固体和油类的大型火灾。

惰气泡沫防灭火 利用发泡剂水溶液和惰气在发泡设备的作用下产生的包裹着窒息性气体的泡沫进行火灾的预防与扑灭的技术。具有灭火迅速和可抑制可燃性气体爆炸的双重效能，除用于瓦斯矿井扑灭巷道大面积明火外，也可利用压力管道向煤柱、煤堆等可燃物内部或采空区漏风的地点压注，防止煤的自然发火或进行局部灭火。

低倍泡沫灭火 利用蛋白型、氟蛋白型、水成膜型、合成型和抗溶型等泡沫剂通过小型灭火器、泡沫枪、泡沫炮或泡沫发生器发射生成的低倍空气机械泡沫进行灭火的直接灭火技术。适用于扑救一般可燃性液体和固体火灾。地面消防应用广泛，煤矿中有选择地

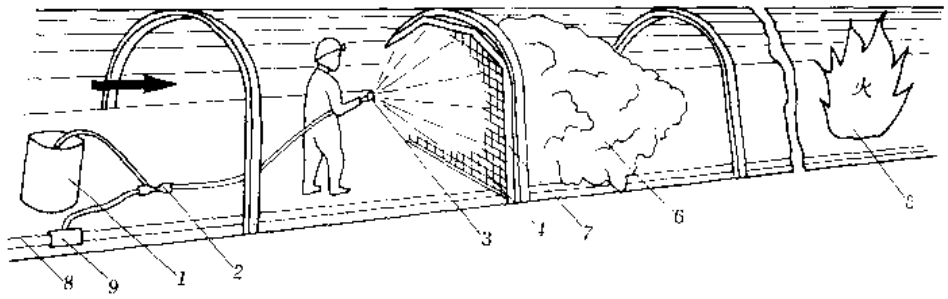


图 1 巷道风流法发射高倍泡沫

1—泡沫液桶；2—比例混合器；3—喷枪；4 成泡网具；5 着火物；6 泡沫塞；7—网框；8—供水管；9 供水阀门

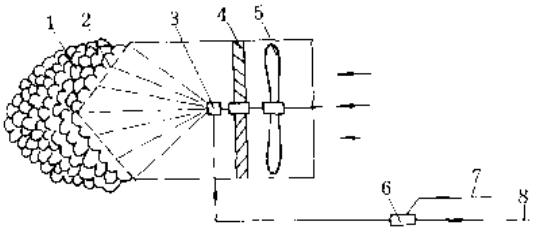


图 2 强制风流法发射高倍泡沫

1—泡沫；2—成泡网；3—喷嘴；4 整流器；5—风机叶轮；6—比例混合器；7—泡沫液管；8—压力水管

使用。

固体泡沫防火 对巷帮、煤壁喷涂或向煤体压注的堵漏风防火技术。固体泡沫有聚氨酯泡沫、尿醛泡沫等多种，前者以聚氨基甲酸酯和多异氰酸酯为基本组分，后者以尿甲醛树脂和发泡剂为基本组分。具体实施时，两个组分的药液经过喷枪加入压气混合搅拌而喷涂于物体表面或压注于煤体内，随即起泡固化，形成泡沫密封层。其特点是闭孔率高，气密性好；成型速度快，工艺简单；对矿内多种固体物质均有较强粘结力；可塑性好、能承受矿压作用下的适度变形。除了用于堵漏风防火，也用在灭火中建造临时防火墙。

泡沫凝胶防火 运用胶体泡沫堵塞漏风的防火技术。分喷涂与压注 2 种方式。材料的基本组分是粘性物、乳化物、发泡剂和水。各组分按比例混合生成的泡沫凝胶，在环境湿度大于 85% 的条件下，能够长时间维持胶状体，对煤岩及木材等均有良好的粘结性、堵漏效果好。由于泡沫的体积膨胀作用，可节省材料消耗。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第四篇），煤炭工业出版社，1991。

（何博文）

paomo jiangchen

泡沫降尘 （foam dust depression） 用无空隙的泡沫体覆盖尘源的技术。利用碰撞、隔离、湿润、沉积等多种作用而使粉尘沉降。降尘效果受多种因素影响。由于系统较复杂、成本较高，以及泡沫液对人体的毒性尚有争议，因此尽管泡沫降尘有很多优点但始终未能在世界各国得到更广泛的应用。

沿革 于 20 世纪 50 年代初由英国最先使用。1957 年美国矿山安全设备（MSA）公司曾采用当时仅有的低倍数泡沫降尘，由于成本高及技术条件的限制，发展较缓慢。20 世纪 70 年代中期，美国、苏联、波兰等国研制成功了高倍数廉价发泡剂，使泡沫降尘技术在这些国家得到了较快的发展和推广，并取得了较好的降尘效果。在这些国家，泡沫降尘不但用于采掘工作面采掘机械工作时降尘，而且用于输送机转载点、矿车翻罐笼及溜槽等处的降尘。

中国于 20 世纪 70 年代中期开始进行将泡沫技术用于煤矿井下降尘的试验及研究。1975 年开滦煤炭科学研究所在急倾斜煤层掩护支架采煤法中进行泡沫降尘方法试验；1985 年煤炭科学研究总院上海分院进行了全岩掘进机泡沫降尘的实验室模拟试验；1992 年煤炭科学研究总院重庆分院在缺水地区煤矿岩石打眼作业中进行泡沫降尘的研究试验，都取得了较好的降尘效果。

泡沫降尘系统 由泡沫发生器、通风机、水泵、储备发泡剂（加入液体中能使液体具有产生泡沫能力的物质）溶液的容器、计量仪表以及风-水系统等组成。通过喷嘴将起泡能力很强的发泡剂溶液均匀地喷洒于

发泡网格上，在网孔上形成薄膜，经风流吹激，使每个网孔连续不断的形成气液两相的空气机械泡沫，气流使泡沫离开网格并沿着管道流动，输往有尘源或尘埃飘逸的任何有限空间。液膜表面张力、风流速度、发泡压力、网格孔尺寸及材质种类、喷射雾粒大小和状态影响泡沫的产生量。

影响泡沫降尘效果的因素 泡沫的发泡倍数、雾粒的分散度、粘附和湿润能力等决定降尘效果。泡沫发泡倍数高成本低，但对煤尘的吸附能力和泡沫本身稳定性较差。雾粒分散度过高则有一部分小雾粒会穿网而过，会使发泡量减少而降低降尘效果。表征泡沫特性的主要指标是泡沫倍数（K）和强度（t）。泡沫倍数分为低倍数（$K=5\sim50$），中倍数（$K=50\sim200$）和高倍数（$K>200$）3种。泡沫强度反映泡沫的稳定程度，用一定体积泡沫从产生的瞬时起到1/2体积泡沫破裂的时间表示。用于降尘的泡沫以倍数在200到400的高倍数、强度在3至5min的较为适宜。

泡沫降尘总粉尘的降尘效率可达97%以上。与单纯用水喷雾降尘相比，耗水量可减少1/2～2/3左右。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993.

Рыженский Л. П.，《Пена как средство борьбы с пылью》，Каукова лумка6，1976.

Петрухин П. М.，《Борьба с угольной и породной пылью в шахтах》，недра，1981.

（林建国）

penwu jiangchen

喷雾降尘 (spray for dust depression) 向尘源点喷洒一种能够捕捉空气中悬浮粉尘的液体介质，以达到降尘目的的技术措施。是煤矿普遍采用的一种基本降尘措施。按照工作方式可分为静压喷雾降尘、动压喷雾降尘、压气喷雾降尘、声波雾化降尘4种类型；按喷洒介质的性质可分为普通清水喷雾降尘、湿润剂水喷雾降尘、水雾荷电喷雾降尘、磁化水喷雾降尘等，喷洒介质普遍采用普通清水。喷雾降尘系统由喷嘴，管路系统和液体介质构成。

喷雾降尘的过程，是空气中尘粒与雾粒间相对运动、不断发生碰撞、湿润、凝聚、增重而不断沉降的过程，是惯性碰撞、截留、扩散、凝聚、重力、静电力、风速等多种作用的综合效应。喷雾降尘的效果取决于雾滴粒径、雾滴密度、雾滴分布状态、雾滴的运动速度、雾滴的荷电性和湿润性等因素，而这些因素同喷嘴的性能和喷雾参数有关。对于粒径小于5μm以下的浮尘而言，最适宜的雾滴粒径为40～50μm，最大不宜超过100～150μm，适宜的雾滴密度为$10^6\sim10^8$粒/cm^3，雾滴的平均运动速度以小于20m/s为宜。减少雾滴粒径、增加雾滴密度、提高雾滴的运动速度、使水雾荷电和增加雾滴的湿润性能等，是提高喷雾降尘效果的有效途径。

沿革 喷雾降尘是在原始洒水防尘的基础上逐步发展起来的，中国自1956年国务院公布《防止厂矿企业粉尘危害的决定》和1957年全国防尘工作会议之后，为各矿山广泛推广采用。为了提高降尘效果，世界许多国家都在不断开展研究工作，相继出现了高压喷雾降尘，声波雾化降尘、荷电水雾降尘、湿润剂水降尘、磁化水降尘等新工艺和一批自动喷雾装置。提高呼吸性粉尘的降尘效果，完善和发展新工艺，研究性能优良的自动喷雾装置将是以后的发展方向。

喷嘴 又称“喷雾器”，是将压力水雾化成水滴的器件。按雾化介质的性质和成雾原理分为单水喷嘴、压气喷嘴（风水喷雾器）、引射喷雾器、声波雾化喷嘴、磁化水喷嘴和水雾荷电喷嘴等。按照喷雾形成的射流体形状可分为实心圆锥形、伞形、平面扇形和束形。喷嘴的技术特征常用水压（或气压）、耗水量（或耗气量）、条件雾化角、射程、雾滴粒径，密度和运动速度等指标表示。

单水喷嘴 以水为雾化介质，按机械动作原理设计。根据使用水压不同分为普通喷嘴和高压喷嘴。

普通喷嘴 由喷嘴体和导水芯构成，利用压力水的冲击作用和导水芯使压力水高速旋转而产生离心力，喷出后射体与空气发生强烈的摩擦，使水分散分裂成雾。喷嘴品类繁多，结构简单，使用水压低，雾体多数呈实心圆锥形或伞形。适合于水幕和输送机转载点，采掘机械的外喷雾。

高压喷嘴 由喷嘴体和导水芯构成，喷嘴体上的喷出口有单孔、双孔和多孔等结构形式，使用水压一般为10～15MPa。由于高压增强了水的机械冲击作用和导水芯使水高速旋转而产生的离心分离作用，并提高了喷射速度，因而增强了射体与空气的强烈摩擦效果，可使水更充分地分散成雾，产生的雾滴比普通喷嘴产生的雾滴粒径小而均匀，且密度大、射程远。适用于采煤机、掘进机外喷雾和掘进工作面的爆破喷雾降尘。

压气喷嘴 又称“风水喷雾器”，按压气雾化液体的原理设计。其是借助于大大高于水的喷射速度的压气喷射速度，提高风水之间的相对运动速度，使两者间产生强烈的摩擦，把水拉成无数细水丝再分散成无数雾滴的。结构上，有风水在喷嘴出口处混合后再成雾的

外混合式和风水在喷嘴体内部混合后喷出成雾的内混合式2种。外混合式对水压和风压匹配要求不严格，不会发生压力水进入压气管内的事故，且射程远、喷雾量大、覆盖范围大、喷射速度高、雾滴细而均匀，适合于产尘强度大的尘源。

引射喷雾器 按文丘里原理设计，有单水引射器和水风混合引射器2种结构形式。具有射程远、作用范围大的特点。适用于远距离、大范围、尘量多的作业场所降尘。

单水引射器 又称“水空气引射器”，由喷嘴和引射外筒组成。以压力水喷射所造成的负压为动力，吸入周围空气形成气流与雾体混合喷出，气流起到提高水的雾化程度和喷射速度的作用。

水风混合引射器 又称“水风引射器”，由中心式风水喷雾器或环隙式喷雾器和引射外筒组成。以水和压气的混合液为介质。由混合液的高速喷出造成的负压吸入周围空气，在水、压气和空气的混合作用下提高水的雾化程度和喷射速度。

声波雾化喷嘴 根据声波的雾化作用而设计。由喷嘴和声波发生器组成。从喷嘴体喷出的水雾在高频高能声波的作用下进一步雾化成微细雾滴。具有耗水量低，对呼吸性粉尘降尘率高的特点，适用于转载点、破碎机处等固定尘源的降尘。

磁化水喷嘴 根据磁学原理设计。由磁化器和喷嘴组成。水通过磁化器处理后，其物理化学性质发生暂时的变化，硬水变软、粘度降低，晶格结构改变，复杂的长链状变成短链状、氢键发生弯曲、化学键夹角发生改变，因而水的表面张力降低，吸附能力、渗透能力、湿润性增强，在磁化尚未还原之前喷出去，可显著提高对呼吸性粉尘的降尘率。

按磁化的技术途径不同分为静磁磁化和电磁磁化2种。静磁磁化靠磁性材料充磁获得的高强度永磁体产生磁场，磁化工艺技术简单，磁场稳定性较好，喷嘴容易制作；但随着时间的推移，磁场强度要缓慢地衰减。电磁磁化是靠电磁体通电产生磁场，获得的磁场强度大，可增强对水的磁化效果；但工艺技术复杂，喷嘴制作难度大，在煤矿井下还必须解决防爆安全的技术问题，可用于各运输转载点和水幕。

水雾荷电喷嘴 利用物质摩擦起电的原理设计。用电介材料制作喷嘴出口，当水从喷嘴出口高速喷出时，水与电介材料摩擦分离的过程中即带上电荷。荷电量的大小和带电极性受所采用的电解材料、喷水量、水压等因素的影响。雾滴带电增加了与尘粒间的静电附着和凝聚效果，可提高对呼吸性粉尘的降尘效果。适合各转载点、水幕。

静压喷雾 用来源于矿井地表水池或井下中间降压水池中的水，靠高差产生的压头在各作业地点进行喷雾的方式。水压大小取决于作业地点与贮水池的高差值和输送管路的沿程压力损失。水到达作业地点之后，压力一般在小于2.5MPa的低压范围内，但不应低于喷嘴成雾的起码压力0.4MPa。静压喷雾运作简便，矿井中应用最多。转载点等处和水幕均用静压喷雾。

转载点喷雾 喷雾系统由输水管、阀门和喷嘴构成。喷嘴安装要求尽量靠近尘源并位于尘源的上方，使形成的喷射体封闭尘源，一般采用喷射体呈实心圆锥形或伞形的喷嘴。

这类喷雾点量大、分散，运行不连续，开、关频繁，操作和管理有诸多不便，可采取自动控制的方式实现自动喷雾；控制方式按工作原理分为机械式、联动式和联合式。

机械式 由操纵手把通过连杆机构带动水阀门开启和关闭的控制方式。用在矿车人工装车口时，当手把开启放煤闸装车时，连杆机构带动水阀门开启进行喷雾；装车完毕，手把关闭放煤闸时带动水阀门关闭停止喷雾。用于输送机转载点时，将手把换成拨杆，靠煤块的移动拨动拨杆打开水阀门喷雾，通过输送煤量控制水阀的开启程度控制喷水量；当输送机停机时，要用人工关闭水阀终止喷雾。

联动式 用电磁阀代替普通水阀控制水路，电磁阀的控制电路与工作机械电动机的控制电路联动的控制方式。电机启动时，电磁阀同时动作通水喷雾；断电停机时，电磁阀随之断电关闭。可用在输送机转载点、翻车机、翻笼处的自动喷雾。

联合式 以机械触发控制电路或控制油路的联合作用实现喷雾自动化的控制方式，按工作原理分为水银开关式、磁控式、感应式、液压控制式。水银开关式主要由水银开关、摆杆和电磁阀组成。用在刮板输送机时，当输送机未运转或空运转时，摆杆处于垂直状态，水银开关不导通，电磁阀未通电不动作不喷雾，当输送机输送煤炭时，煤块使摆杆偏转一定角度，水银开关导通，电磁阀通电开启喷雾；用于装载点时，矿车装车时，靠矿车撞动摆杆偏转打开放煤闸的同时导通水银开关，电磁通电开启进行喷雾，一旦装车完毕，摆杆无外力作用自动复位，水银开关断开自动停止喷雾。磁控式主要由带动切磁衔铁的挡煤板、永磁继电器、控制电路、电磁阀组成，安装在带式输送机机头处。工作时，煤流冲击挡煤板并使之摆动一定角度，切磁衔铁切割永磁继电器，磁场发生变化，继电器工作发生有煤信号，控制电路即工作打开电磁阀喷雾；当停机或无煤时，挡煤板复位，延时后电路恢复原状，喷雾停止。感

应式主要由感应开关控制电路和电磁阀组成。利用人体感应或其他金属物对地电容值的变化使振荡器工作而控制开关电路导通或截断实现电磁阀的开闭进行喷雾或停止喷雾。可用在煤仓放煤口人工装车时的自动喷雾；安装方式作一定的改进后，可用于矿车翻笼、机车运输、刮板输送机的自动喷雾。这种控制方式不需用电，无防爆要求，运行安全可靠。液压控制式主要由驱动轮、齿轮油泵、油缸、水阀构成，其齿轮油泵、油缸和水阀门置于同一壳体内与支撑架组成一体。安装在带式输送机承载输送带的下方，靠输送带有煤下沉时与驱动轮接触并带动其旋转而使壳体内的齿轮油泵工作，产生的油压推动油缸活塞移动打开水阀喷雾；停机和输送带上无煤时，输送带脱离驱动轮，驱动轮均不转动，油泵停止工作，油压消失，水阀复位关闭，喷雾自动终止。

水幕 用来拦截风流中的悬浮粉尘，使风流得以净化的装置。常设置在回采工作面的进、回风巷。掘进巷道，以及矿井总进、回风巷。水幕形状同巷道的断面形状有关。由多个安装在沿巷道周边用水管制成的水幕架上的喷嘴形成。水幕架与静压输水管连通，水幕架有固定式和移动式之分，移动式有弧形状、树枝状等形式，用于需频繁移动的场合。喷嘴的数量和安装角度与所选用的喷嘴性能有关。要求水压不低于0.4MPa，形成的水雾应均匀密集、封闭巷道全断面。常选用射体形状为圆锥形或平面扇形的喷嘴。

水幕多数处于长时工作状态，只有当行人或运料通过时才暂停工作，一旦行人或运料通过后立即恢复喷雾。常采取自动控制。控制方式有光电式、声电式和超声波式。

光电式 主要有光电自动开关和执行机构2部分。自动开关由稳压光电触发单稳态开关电路和延时电路组成；执行机构为常开电磁阀。利用照射光电管的光源被物体遮住和无物体遮住时光电管的电阻值不同的原理，控制电磁阀关闭实现喷雾和中止喷雾。光源有普通白炽光和红外光，红外光比白炽光抗干扰性好。光电管分别安装在水幕两侧，各有一束光源照射。人员或车辆通行时切断光束，水幕停喷，延时电路保证一定的通行时间之后自动打开。

声电式 主要由声电转换器、音频放大器、倍压整流器、功率放大器、常闭电磁阀等部分组成。利用声相接收器接收特定音频讯号，由声电转换器转换成弱电流，经整流放大后控制电磁阀打开喷雾。用于炮掘工作面的放炮喷雾或净化水幕。

超声波式 主要由超声波发射机、超声波接收机、超声波继电器、延时继电器、常开电磁阀组成。发射机和接收机分别设在水幕两边的巷道两侧，发射机和吸收机相对安装。工作时，超声波接收机吸收超声波发射机发出的超声束，并转换成电讯号，电讯号经调制后触发双稳态电路启动继电器，使继电器常闭触点始终断开、常开电磁阀不通电而始终处于开启状态，实现水幕长时工作；当行人或通车时，超声束被切断，接收机失去信号，继电器控制触点断开，常闭触点接通、常开电磁阀通电关闭，水幕即停止工作，延时后，水幕自动恢复正常工作。这种方式不受烟尘、光源、声音的影响，抗干扰性强。

动压喷雾 利用水泵将水升压，经管路送至作业地点进行喷雾的方式，又称泵压喷雾。一般用在开采深度浅而静压水压力达不到喷雾所需压力的矿井、或在井下直接用净化后的矿井水进行喷雾的场合；多数情况用于采煤机、掘进机的内外喷雾及采掘工作面的高压喷雾降尘等需要提高喷雾压力的生产环节。往往通过设置专用泵站来提高供水压力。根据压力大小分为低压、中压和高压喷雾。低压压力小于2.5MPa，中压为2.5～6.3MPa，高压为6.3～16MPa。专设泵站来实施低压喷雾的情况不多见，中压喷雾大量用于采煤机和掘进机的喷雾，高压喷雾正逐步用于采掘机组的喷雾和炮掘工作面的放炮喷雾。

采煤机喷雾 有内喷雾和外喷雾2种方式。内喷雾用于减少粉尘产生量，外喷雾用于降尘。外喷雾由安装在截割箱体上、摇臂上和挡煤板上的喷嘴实施。喷雾用水由设在回采工作面回风巷中的移动泵站提供。

用水量 以满足喷射体覆盖尘源所需的足够水量为原则确定。各国滚筒采煤机喷雾用水量从100L/min到300L/min不等。按吨煤单位耗水量确定用水量，原苏联根据煤层厚度和最佳喷雾压力推荐的单位耗水量在15～40L/t范围内。

降尘效果评价 降尘效果与采用的喷嘴类型、型号、布置方式、喷雾参数及煤尘性质、割煤方向等因素有关。效果好时，总粉尘的降尘率达80%～86%；德国对EDW-300L型滚筒采煤机组采用的各种喷雾方式的降尘效果进行的考察表明，采用内外喷雾再附加喷嘴喷雾时，降尘率最高，呼吸性粉尘的降尘率达70%左右，只用外喷雾时，降尘率最低，仅为52%。

掘进机喷雾 有内喷雾和外喷雾2种方式，内喷雾用于减少粉尘产生量，外喷雾用于降尘。喷雾用水由设置在机组上的泵站提供。外喷雾喷嘴安装在悬臂前部紧靠截割头的喷雾架上，喷嘴沿悬臂的圆周布置，向截割头方向喷射，形成包络截割头的射体。喷嘴采用束形或雾化角小的圆锥形喷嘴。为提高喷雾的降尘效果和减少喷嘴阻塞，供水压力有的已高达22MPa。由于

水雾区域的局限和截割过程中机械力的作用，产生的粉尘会大量向工作面空间扩散，掘进机喷雾的降尘效果不理想。

自移式液压支架喷雾 在综采工作面自移式液压支架移架过程中向支架顶梁上面与顶板间的空间和采空区喷雾，能有效降低支架工操作地点的粉尘浓度，降尘率在80%左右。喷嘴布置在支架顶梁或掩护梁的侧下方，喷雾的方向与支架类型和移架方式有关：①移架时，顶梁与顶板不接触的支撑式支架，喷嘴向顶梁上方空间和采空区喷雾；②移架时，顶梁与顶板接触的支撑式支架，喷嘴沿支架架间间隙向采空区一侧喷雾；③支撑掩护式支架移架时，喷嘴向相邻支架之间的空间、采空区和顶梁进行喷雾。喷雾的压力水多数情况由设在工作面回风巷的泵站提供，压力以1.0～1.5MPa为宜，喷雾总流量不超过35L/min，采用圆锥形喷嘴。

喷雾系统的控制方法有手动和自动2种。手动是在移架之前，先打开水阀喷雾，然后再操作移架，待移架过程完成之后再关水阀停止喷雾；喷雾与移架操作不同步，使用较为麻烦。自动喷雾是通过自动喷雾控制阀与支架移架液控系统的联动来实现的，移架时，开启支架操纵阀降柱液压回路，借助降柱的油液自动打开喷雾阀开始喷雾，当支架最后一个升柱动作时，借助升柱油液将喷雾阀关闭，喷雾自动停止；喷雾与移架同步进行，操作方便、降尘效果好。

高压喷雾 这种喷雾方式的喷雾水压在6.3MPa以上，常用10～15MPa。由于高压水从高压喷嘴喷出的水流速度高，能在很短的喷射距离段内立即生成雾粒分散性相当高的涡流圆柱段射流，同时伴生一股气流，水雾的前进不仅有压力的作用，同时还有气流的作用，增加了射流的涡流强度和涡流段的长度，使雾滴与尘粒的碰撞能量和碰撞几率大增；同时，高压喷雾增加了雾滴的荷电性，加速了尘粒与雾滴的凝并，因此，对呼吸性粉尘的降尘效果显著，而且耗水量降低。原苏联应用的结果表明，采用10～15MPa的水压时，呼吸性粉尘的降尘率比低压喷雾提高了70%～80%，而耗水量却减少了75%～80%。

高压喷雾系统由高压喷嘴、高压管路、高压水泵及高压阀门、水过滤器等组成。根据采掘强度、尘源大小和控制范围选用单孔或多孔喷出口的高压喷嘴。已用于采掘机械的外喷雾和炮掘工作面放炮喷雾降尘。

综采工作面高压喷雾 高压泵设在回风巷内，在工作面内高压管路与输送机平行铺设，每隔20m安装一个三通及高压阀门，便于用高压软管把安装在采煤机司机操纵台附近的高压喷嘴连接起来，喷嘴向滚筒截割区喷雾，降尘率达95%以上。移动输送机的同时移动管路。

掘进工作面高压喷雾 泵站设在工作面后方100～120m的巷道一侧，沿巷道铺设无缝钢管至工作面，随巷道延伸定期接长，管线上每隔20m安装一个三通及高压阀门，便于配水接高压软管；对于机掘工作面，也可在工作面后方设移动泵站，不铺设无缝钢管，直接从泵站接高压软管至喷嘴，泵站随掘进机向前移动，高压喷嘴安装在悬臂上，向截割头喷雾，降尘率达75%～95%。

炮掘工作面的喷嘴用三角架固定于巷道中部位置，距工作面15～20m，耗水量20～25L/min为宜。放炮时，提前2min开始喷雾，煤巷及半煤岩巷爆破5min后结束喷雾，巷道内空气含尘量可下降到5mg/m³；岩巷爆破10min后结束喷雾，空气中的含尘量能降到卫生标准以下。

压气喷雾 利用压气喷嘴实施降尘的喷雾方式。由于压气喷嘴形成的喷射体雾滴微细、均匀，密度大，运动速度大、射程远，作用范围大，喷雾不要求很高的水压，特别适合岩巷炮掘工作面的放炮喷雾。降尘率达90%左右。

喷嘴安装在工作面后方10～15m处。对内混合式的风水喷雾器和水风引射器，水压应低于压气的压力0.1MPa以上，启动时先开压气后开压力水，停止喷雾时先停压水后停压气，以避免压力水进入压风管内酿成事故。由于井下压气压力常不稳定，会在较大范围内波动，因而喷嘴的风水混合比例也随时发生变化，喷雾不稳定，雾化效果不能始终保持在良好的稳定状态，且当风压小于水压时，不仅不能正常工作，还往往不易被发觉；故应采用一种能随风压变化自动调节水压的自调式压气喷雾器，当气压增大时，自动调节进水压力，使进入喷嘴混配腔的水压上升，当风压降低时，自动调节进水压力，使进入混配腔的水压下降，以实现风压和水压之比保持近似不变，从而获得稳定的最佳喷雾状态，达到高效降尘的目的。

湿润剂水喷雾 由于煤尘具有疏水性，水的表面张力较大，因而煤尘不易被水迅速湿润，致使普通清水的降尘效果受到一定影响，尤其对悬浮在空气中的微细煤尘捕捉率低。在清水中添加一定量的湿润剂（活性剂）后，水的表面张力降低，当尘粒与湿润剂水接触时，尘粒即被湿润剂水溶液包裹而得到充分湿润，降尘率比普通清水喷雾提高30%～40%。湿润剂水喷雾的降尘效果取决于湿润剂水的表面张力和湿润速度（湿润时间），这两者与湿润剂的性能和复配使用浓度有关。研究认为，湿润剂水溶液的表面张力应在35mN/m以下为好，湿润速度视不同粉尘的性质并结合经济因素

综合考虑确定。

湿润剂种类很多，有阴离子型、阳离子型和非离子型等。矿用的湿润剂常用阴离子型和非离子型。使用时，在作业点现配现用。配制方法有压气添加调配器、计量添加泵、喷射泵、引射器添加法等，其中以计量添加泵法较好，能控制湿润剂的注入量与供水量的比例，且稳定。

当前，对湿润剂的应用尚存在有不同看法。有的学者认为，喷雾雾滴与尘粒的接触时间非常短暂，没有充分的湿润时间，用于喷雾达不到提高降尘效果的目的。德国学者认为，判断一种湿润剂对人体是否有害要花费很长的时间和很大的代价，在经济上不合算；含湿润剂的雾滴对人体的危害比粉尘的危害要严重得多；使用后，增加了原煤洗选水量，造成了洗选水的化学污染，又带来了水处理的新问题。在德国明确禁止在喷雾降尘中使用湿润剂。

声波雾化 声波的雾化作用不仅能产生与呼吸性粉尘尘粒大小差不多的雾滴，而且产生的雾滴密度大，可增加尘粒与雾滴的碰撞几率；同时、声波具有声凝并作用，可增加促使尘粒与尘粒、特别细微尘粒之间、尘粒与雾滴之间的凝并率，加速了被捕捉尘粒的增重作用、降尘率超过80%。用声波雾化喷嘴实施喷雾。喷嘴的声波发生器有机械式和压电晶体式2种。压电晶体式可以产生很高频率的超声波，超声波的空化效应对雾化起主要作用，能将水雾化成微米级粒子；但由于是电驱动，防爆问题制约了它在煤矿井下的应用。用压气驱动的机械式的哈脱曼声波发生器产生的声波在可闻声范围内，虽然对水的雾化效果不及压电晶体式，但结构简单，使用可靠，产生的声频同样能满足声凝并的要求，不存在防爆问题，适合煤矿应用。喷嘴为外混合式风水喷雾器，压气压力为0.3～0.6MPa，耗气量1m³/min、耗水量2L/min时，产生的雾滴粒径小于60μm。用在转载点，破碎机等固定尘源的降尘。

由于高频噪声对环境有污染，且产生的微雾滴受风流的作用极易扩散和蒸发，不利于捕捉尘粒；因而应在尘源处设置一个带消声结构的防护罩封闭尘源，喷嘴置于罩内，既起到隔音效果，又能消除风流的作用、阻止雾滴和尘粒的扩散，减少雾滴蒸发，使雾滴和尘粒在罩内充分地接触，达到理想的降尘效果。

荷电水雾 使喷出的水雾雾滴带上电荷，提高对空气中悬浮粉尘的捕捉能力的喷雾方式。降尘效果取决于粉尘的带电性、水雾的荷电量和极性以及喷雾参数。悬浮粉尘大部分带有电荷，如果水雾带有极性相反的电荷，则雾滴与尘粒之间产生有较强的静电引力，可增强雾滴与尘粒的附着和凝聚效果。

水雾荷电有外加电源荷电和非外加电源荷电2种方式。外加电源荷电又分为电晕场荷电和感应荷电2种。电晕荷电是让水雾通过电晕场，电晕场中的电离子在电场的作用下向水雾充电；感应荷电是在静电感应作用下，使水雾带上与感应体极性相反的电荷。外加电源荷电法，可以使水雾获得很高的荷质比，但存在着难以解决的防爆问题。非电源荷电（喷射荷电）是让压力水通过电介材料的喷嘴出口，在水与电介材料摩擦、接触和分离的过程中使水雾荷电，不存在防爆问题，可直接用于井下，此法对水雾的荷电能力不及电源荷电；荷电量与带电极性受喷出口材料、喷雾量、水压等因素的影响，带电量和带电极性较难控制。

采用聚四氟乙烯电介材料制作的喷嘴，如果喷雾参数合理，比结构相同的普通喷嘴对呼吸性粉尘的降尘效率高30%以上，可广泛用在各转载点、水幕代替普通喷嘴。进一步提高对呼吸性粉尘的降尘效果。

磁化水喷雾 采用磁化水喷嘴，使清水通过喷嘴时被磁化，并在磁化尚未还原之前立即向尘源喷雾的喷雾方式。

由于水被磁化后，物理化学性质发生了变化，使水的表面张力降低、吸附能力和湿润性能增强，因此，雾滴对尘粒的捕捉效果优于普通清水喷雾。这种喷雾方式实施简便，不需改变原有的喷雾系统和设施，只要选用的喷雾参数合理，可获得理想的降尘效果。

参考书目

严兴忠等编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1992。

煤炭科学研究院重庆研究所编译，《矿井粉尘译文集》，煤炭工业出版社，1981。

（陈治中 冉文清）

Q

qimixing dianqi shebei

气密型电气设备 (hermetically sealed electrical apparatus "h") 具有气密外壳的电气设备。其外壳用熔化、挤压或胶粘的方法制成，能阻止壳外气体进入内部。为矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为"h"。

气密型电气设备的气密外壳在整个使用期间内是不许拆开的，若打开设备外壳进行修理时，则认为外壳的气密性已被破坏，需重新密封后做气密试验。因此，该型设备在防爆领域的应用受到一定的限制，主要用于一些尺寸要求小、重量要求轻，又不易用防爆试验考核的小型开关、继电器、电容器、变压器及传感器等。气密型电气设备的结构应满足以下要求：

(1)外壳各部分间用熔化焊接、挤压或胶粘的方法密封，不采用密封圈。

(2) 外壳的气密结构能保证样品顶部浸入绝对压力值为 0.2×10^5Pa 的水下 1.0m 处保持 20Cs 不漏气，或初始温度为 25±2℃的样品快速放入 50±2℃水中、样品顶部位于水面以下至少 25mm 时保持 60s 不漏气。

(3) 外壳使用胶粘剂密封时，具有热稳定性能。

(4)外壳内充有液体时，留有准备液体热膨胀的空间，或设有当内部压力超过允许值时的自动报警或断电的装置。

(5)额定电流超过 5A 的气密开关，外壳由无机材料制造。

(6) 引线装置的密封性能，不受温度及气候的影响，并有保证引线免受机械损伤的措施。一般采用的引入装置气密结构如图 1 所示。

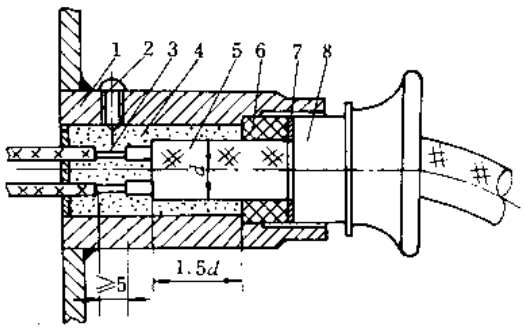


图 1 气密型电缆引入装置结构图

1 联通节；2—金属垫圈；3 裸导线；4—浇封剂；5—电缆；6 密封圈；7—金属垫圈；8—压紧螺母

参考书目

GB3836.10—91.《爆炸性环境用防爆电气设备—气密型电气设备 "h"》，中国标准出版社出版，1992。

(冯继武)

qiti chongtianbeng

气体充填泵 (gas booster pump) 将气体从大储气瓶中或从大气中抽出并压缩充填到呼吸保护器或自救器的小容积气瓶内的机械。煤炭行业中使用的有氧气充填泵和空气压缩机 2 种。

氧气充填泵 将氧气从大储氧瓶中抽出并压缩充填到氧气呼吸器或压缩氧自救器的小氧气瓶内，并使压力升高到 20～30MPa 的机械。由操纵板、压缩机、冷却器、安全阀和机座等组成。充填时，首先打开充气开关(集合开关)，这时，大储氧瓶中的氧气不经压缩机而直接进入被充填的小氧气瓶内；待大小气瓶压力平衡时，关闭此开关，开动压缩机，这时，来自大储氧瓶中的氧气，经压缩机压缩后被充填到小氧气瓶内，直到压力达到要求的 20～30MPa 时为止。

中国生产的氧气充填泵有 CT—250 型(彩图 97)、AE101 型、AE102 型和 ABD—200 型等几种，均为立式、水冷、柱塞式结构，技术性能参数见表 1。

空气压缩机 将大气中的新鲜空气压缩充填到空气呼吸器的气瓶内，使其压力达到 30MPa 的机械。中国所用的空气压缩机主要有 AE2 型(见彩图 102)和 WF—0.09/300 型，均为 W 形、三级、风冷、活塞式结构。在压缩机的第二、三级后装有油水分离器和过滤器，以便脱除含在空气中的油脂、杂质和水蒸气，使充

表 1 氧气充填泵主要技术性能参数表

型　　号	单　位	CT　250	AE101	AE102
最大排气压力	MPa	25	20	30
吸入气体压力	MPa	3～14	5～14	5～14
吸入条件下排气量	L/min	≥3	5	3
最大压缩比		9	4	8
压缩级数		2	1	2
气缸数目		2	2	
柱塞直径	mm			
第一级		20	18	18
第二级		12		12
柱塞行程	mm	30	30	30
曲轴转数	r/min	480	420	440
电动机功率	kW	3.0	2.2	2.2
冷却水消耗量	L/min	1.0～1.2		
气缸表面温度	C	≤40	≤60	≤60
柱塞密封材料		皮革	聚四氟乙烯	聚四氟乙烯
柱塞润滑液		蒸馏水加甘油	蒸馏水加甘油	蒸馏水加甘油
质　　量	kg	135	116	116

表 2 空气压缩机主要技术性能参数表

	单　位	AE2	WF－0.09/300
型　　式		固定式	移动式
排气压力	MPa	33	33
吸入条件下排气量	L/min	180	90
曲轴转数	r/min	1300	1900
活塞行程	mm	40	24
活塞直径	mm		
第一级		90	60
第二级		36	28
第三级		14	12
电动机功率	kW	5.5	2.2
质　　量	kg	160	55

填到瓶中的空气洁净无味，适合人呼吸。其技术性能参数见表 2。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（吴永洁）

qiya chuanganqi

气压传感器 （pneumatic pressure transducer）

将气体压力变量转换成与之相对应的输出信号的装置。主要用于测量矿井大气和瓦斯抽放管道中气体的压力与压力差。由于矿井多采用抽出式通风，瓦斯抽放使用的是真空泵抽出，所以煤矿用气压传感器基本上为负压传感器。按工作原理划分分为膜盒式、膜片式、电容式、半导体式几种。测量范围为 0～0.1MPa，测量精度在 3%以内。

膜盒式、膜片式传感器的感压元件就是中间放一弹性膜片的密封的金属盒。当膜片两侧引入气体压力时，膜片两侧压力差造成的膜片弹性变形即转换成相当的输出信号。若膜片一侧在真空情况下密封，另一侧为被测气压，则此类传感器为绝对压力传感器；若膜片一侧在大气基准压力情况下密封，另一侧为被测气压，则此类传感器为相对压力传感器；若膜片两侧均引入被测的两种气压，膜片的弹性变形是由两侧压力差造成的，此类传感器为压差传感器。

电容式传感器的感压元件就是中间放一作为电容极板的弹性膜片、膜片两侧各置一个固定电容极板的密封的金属盒。膜片与两侧电极构成 2 个电容器，在膜片两侧气压相同时，膜片无弹性变形，2 个电容器电容值相同，当两侧压力不平衡时，膜片产生弹性变形，引起一侧电容间隙减小，另一侧增大，2 个电容的电容值发生变化，电容值的变化量即可转换成对应的输出信号。

描述气压传感器性能的主要技术指标包括稳定性、重复性、迟滞（回程误差）和密封性等。

气压传感器在中国煤矿中的使用始于20世纪80年代初，以引进国外产品为主。20世纪80年代中期中国相继研制出膜盒式和电容式压力传感器。

参考书目

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（李恩超）

qiyaji

气压计 （barometer） 测定气体压强的仪器。煤矿中气压计主要应用于测量地面、井下空气密度；巷道的通风阻力和风机的性能；均压防灭火的风压；瓦斯抽放钻孔、管道和泵的流量、压力等。分为测量绝对气压的气压计和测量相对气压的气压计（压差计）。用于测量绝对气压的气压计中常见的有水银气压计、空盒气压计、振动筒式气压计等；用于测量相对气压的压差计中常见的有U形压差计、单管倾斜压差计、补偿式微压计等。

沿革 早在20世纪50年代初，中国抚顺矿务局计器厂就研制生产过皮托管原理的差压计用于煤矿，测压部分为倾斜式U形管；60年代后又生产了单管式倾斜压差计及皮托管。此后，相继研制出了矿井气象综合测定仪、数字式精密气压计等。

发展趋势 随着半导体、集成电路、电子技术的发展，气压计将向智能化、数字化方向发展。

水银气压计 一种固定型气压计，由一端封闭内装水银的玻璃管和水银槽中构成玻璃管倒置于水银槽中，见彩图16。用于测定井上或井下机房及硐室内的绝对压力。玻璃管上部封闭端无空气，在空气压力作用下，玻璃管中的水银保持有一定的高度，水银柱高度即为空气的绝对压力值。中国生产的DYM1型动槽水银气压计量程为$81\times10^3\sim107\times10^3$Pa，基本误差40Pa，最小分度数10Pa。

空盒气压计 一种携带型气压计，感压元件是外表呈波纹形、内为真空的特殊合金金属膜盒。用于测定地面、井下非固定地点的绝对压力。见彩图17、彩图18。当压力增、减时，膜盒面相应地凹下、凸出，机械传递机构将这种微小位移放大后，即驱使指针摆动显示气压值。中国生产的DYM3型空盒气压计是一种数字式精密气压计，量程为$80\times10^3\sim106\times10^3$Pa，基本误差为±130Pa，最小分度数为100Pa；由真空膜盒、差动变压器及放大电路、显示电路组成；用于矿井通风阻力测定和精密测定绝对压力。中国生产的WFQ－1型数字式精密气压计的量程为$69\times10^3\sim105\times10^3$Pa，最小分度数为1Pa。

振动筒式气压计 一种高准确度和高分辨率的携带型的数字气压计。用于测定矿井通风阻力和精确测定井上、下空气绝对压力或相对压力（压差）。它的感压元件是由壁厚0.08mm的金属圆筒与保护外筒焊接而成的振动筒，两筒之间形成的高真空腔为测压参考腔。薄壁圆筒内腔壁上附有激振和拾振元件。它与放大器构成振荡器，工作在振动筒的最低能级的固有频率上。由于振动筒在外界压力作用下将改变自振频率，因而通过测定振动筒变化了的振荡周期即可确定压力值。由于频率和周期的测试准确度很高，并且在传输中不会引起附加误差，因而振动筒式气压计是一种有发展前途的仪器。中国生产的TQY型矿井气象综合监测仪的量程为$1.1\times10^3\sim106\times10^3$Pa，基本误差为±0.4Pa，最小分度数为0.1～0.3Pa。

U形压差计 俗称U形水柱计，由内径相同的U形玻璃管和刻度尺构成，玻璃管内装蒸馏水或酒精或水银。见彩图21。分垂直和倾斜2种类型。用于地面主要通风机房监测风机的风压（相对压力）和测定井下巷道通风阻力。当玻璃管两端承受压力相同时，液面在同一水平上；当压力不等时，液面产生高差，差值即为两端之相对压力（压差）。垂直U形压差计的U形管与水平面垂直，准确度较低，盛水时最小分度数为9.8Pa；倾斜U形压差计的U形管与水平面成一倾角，准确度较高，盛水时最小分度数可达2Pa。

单管倾斜压差计 一种准确度较高、读数直观的压差计，由一个断面积较大的容器和一根倾斜的玻璃管构成。见彩图22。用于测定井下通风阻力和精确测定井上、井下相对压力（压差）。容器截面积与玻璃管截面积之比为250～300，内盛适量的酒精。当容器端的压力高于玻璃管端之压力时，虽然容器内液面下降甚微，但玻璃管端的液面上升十分明显，上升之垂直高度即为所测之相对压力（压差）。仪器设有集中控制阀，可随时调节零位和停止测量。中国生产的YYT－200B倾斜压差计的量程为1960Pa，基本误差为±5Pa，最小分度数为2Pa。

补偿式微压计 一种准确度和分辨率较高的压差计，由大、小2个盛蒸馏水的容器构成。见彩图22。用于测定稳定的风流场中的相对压力和用于在矿井通风实验室中风洞校正风表、皮托管或校正U形压差计、倾斜压差计等，有时也用于测定井下阻力。大容器联接低风压端，并能沿精密螺杆垂直上、下移动；小容器接高风压端，一般固定不动，仅在仪器调零位时，可上、下略为移动。当风压差为零时，大、小容器的液面在同一水平面上，定为零位；有风压差时，小容器的液面下降，大容器的液面上升，利用旋转螺杆升高大容器的高度，使小容器的液面恢复到原有位置（零位），大容器

升高的高度即为被测的相对压力值（压差）。在小容器中设有水准头，用光学反射镜精确地观察液面位置；在精密螺杆顶部设有微调盘，既可旋转螺杆，也可测量大容器上升的高度，微调盘分作200个等分，每个分度数代表0.1Pa。中国生产的YBT－1500型补偿式微压计的量程为1500Pa，基本误差为0.4Pa，最小分度数为0.1Pa。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1987。

许第昌编，《压力计量测试》，中国计量出版社，1986。

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

（叶汝陵）

qian zhongdu

铅中毒 （lead poisoning） 一种常见的职业中毒。由于在煤炭机械制造和维修雷管及爆破物品的生产过程中都离不开焊接和熔铅作业，从事这些工作的人员都会接触铅，因而在煤炭行业铅中毒现象时有发生。有慢性中毒和急性中毒2种。近年来又有亚临床型铅中毒（临床上未见明显铅中毒症状，但实验室检查多项指标偏高）的提法。长期接触平均浓度在0.05mg/m³以上的铅烟可导致铅慢性中毒；而引起急性中毒的最小经口剂量为5mg/kg。能否发生铅中毒同所接触的铅的浓度、接触时间、机体健康状况、机体肝肾的解毒功能等有密切关系。

侵入及排出方式 铅及其化合物主要以粉尘、烟雾或蒸气的形式经呼吸道进入人体，亦可经污染的手或食物经消化道侵入；无机铅及其化合物不能经完整的皮肤吸收，而醋酸铅、油酸铅、环烷酸铅及四乙基铅等有机铅可经皮肤吸收。

铅主要经肾脏排出，小部分通过粪便、胆汁、乳汁、唾液、汗液等途径排出；由呼吸道吸入的铅可经呼吸道直接排出一部分。

中毒机理 铅侵入人体后，即会在体内与蛋白质的巯基结合而抑制含巯基的酶，抑制δ－氨基乙酰丙酸脱水酶（ALA－D）使δ－氨基乙酰丙酸（δ－ALA）形成卟胆原，抑制粪卟啉原氧化酶和铁络合酶阻碍粪卟啉原Ⅲ氧化为原卟啉Ⅱ、亦阻碍原卟啉Ⅸ与二价铁结合合成血红素，从而使血红蛋白的合成受到阻碍。

临床表现 主要体现在神经系统、消化系统、血液系统。

神经系统 首先出现神经衰弱症候群；然后可出现感觉型周围神经炎、肌肉麻痹、前臂和小腿沉重、肌肉疼痛至感觉减退；进一步发展到出现运动型神经炎，患者有垂腕和垂足现象；最严重的是出现中毒性脑病，患者精神迟钝、记忆力及定向力减退，然后出现躁狂、谵妄、视力减退以至失明、昏迷、惊厥等。

消化系统 消化不良、口中有金属味、食欲不振等；阵发性腹绞痛，每次持续数分钟至数小时，多在脐周及下腹部，发作时疼痛难忍，并往往伴有高血压和眼底血管痉挛；患者齿龈边缘有蓝线（称铅线），由黑色硫化铅颗粒组成。

血液系统 急性、慢性中毒都可发生贫血，并可引起骨髓中红细胞的病理性增生，周围血液可发现点彩红细胞、碱粒凝聚红细胞及网织红细胞增多。

诊断 应在劳动卫生、职业史、病史、临床表现调查和实验室检查的基础上，结合诊断标准，通过综合分析进行。

中国于1974年颁布了《铅中毒的诊断标准及处理原则》，其中将有铅接触史、尿铅量增高、尚无铅中毒临床表现者诊断为铅吸收；有铅中毒症状者，结合δ氨基乙酰丙酸、粪卟啉或点彩红细胞或碱粒凝聚红细胞等可诊断为慢性铅中毒。

实验室检查包括尿铅，尿粪卟啉，尿δ－ALA，点彩红细胞、碱粒凝聚红细胞、网织红细胞，血铅，发铅，红细胞游离原卟啉等指标的检查。

尿铅 可以反映血铅浓度，并与空气中铅浓度密切相关，是可靠的铅吸收指标。正常值上限0.39μmol/L（双硫腙法）。

尿粪卟啉 比点彩红细胞和贫血出现为早，比尿中δ－ALA增高出现为晚，常作健康普查时的筛选指标。正常值半定量法不超过（＋），定量法不超过229nmol/L。

尿δ－ALA 比尿粪卟啉特异性高，出现较早，增加程度与血铅、尿铅、空气中铅浓度有明显相关。正常值上限45.8μmol/L（正丁醇抽提法）。

点彩红细胞、碱粒凝聚红细胞、网织红细胞 可反映骨髓增生。点彩红细胞正常值上限300个/百万红细胞，或0～15个/50个视野；碱粒凝聚红细胞正常值上限0.8%。

血铅 出现较早，含量比较稳定，不受肾功能影响。可用灵敏度高、用血量少的原子吸收分光光度法和阳极溶出伏安法测定，亦可用采血量多的双硫腙法测定。正常值上限1.93μmol/L。

发铅 可反映长时期接触铅的程度。正常值上限20μg/g。

治疗 有驱铅疗法和对症疗法2种。

驱铅疗法 适用于急、慢性中毒。药物有依地酸二钠钙，二乙烯三胺五乙酸三钠钙，二巯基丁二酸钠和青霉胺。

依地酸二钠钙(Ca Na_2EDTA) 进入体内后，即与铅迅速结合为一种牢固的络合物依地酸铅，并由尿中排出。其效果较好，为首选药物。

二乙烯三胺五乙酸三钠钙($CaNa_3$—DTPA) 化学结构以及药理作用与依地酸二钠钙相似，但对铅的络合作用更强。

对症疗法 腹绞痛发作可用10%葡萄糖酸钙静脉注射，或用阿托品0.5～1.0mg皮下注射。其他诸如中毒性脑病、脑水肿、肝炎、贫血以及周围神经炎与常规内科治疗相同。

预防 最好的办法是用其他无毒或低毒的物质代替铅。当必须用铅及其化合物时应做到：①采取通风、密闭、控制熔铅炉温、湿式作业等措施减少或控制铅烟、铅尘、铅蒸气的发生与外逸，并保证作业环境符合卫生标准；②加强个人防护与车间卫生，注意穿工作服、戴口罩，饭前要洗手，下班后淋浴等；③坚持定期检查测定空气中铅浓度；④注意就业前的体格检查与定期体格检查。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

（向卓辉）

qianshui huxiqi

潜水呼吸器 (diving respirator) 潜水员潜水时使用的一种自携式供氧装具。根据其对人体呼出气体处理方式的不同分为开路型（人体呼出的气体直接呼至呼吸器外）和闭路型（人体呼出的气体不废弃或基本上不废弃，而在呼吸器内部密闭循环系统中经吸收二氧化碳、补充被消耗的氧气或吸收掉二氧化碳和

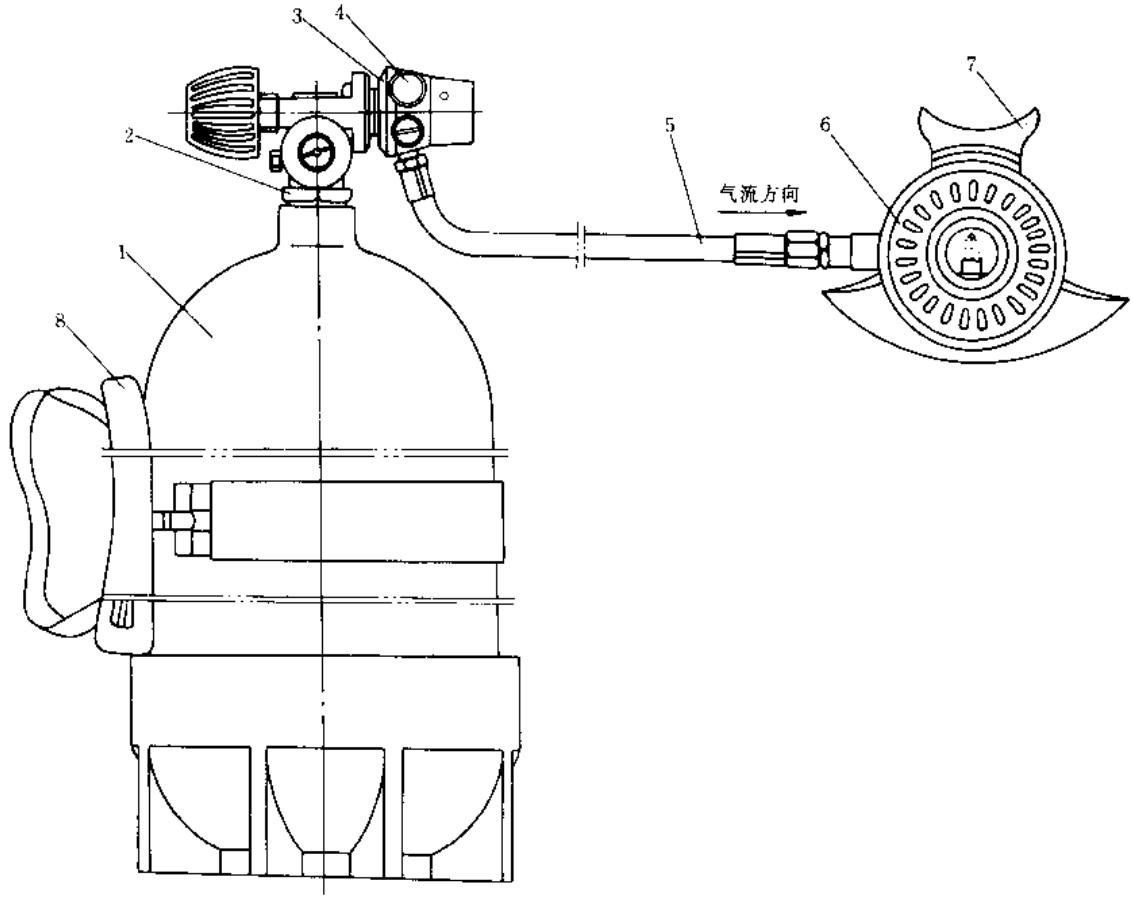


图1 AHQ1轻潜水呼吸器结构示意图

1—压缩空气瓶；2—背具；3—减压器；4—中压安全阀；5—中压导管；6—供气调节器（内装呼气阀）；7—口具；8—背托绑

水分、同时产氧的处理后再供呼吸用）2类。

由于氮的麻醉作用，使用空气进行潜水，其最大潜水深度不超过70m；超过70m的大深度潜水，必须用氦代替氮，人工配制氦氧混合气体作为呼吸用气体。

1992年中国煤矿矿山救护队首次装备AHQI轻潜水呼吸器，用于井下发生水灾时的抢救及井下水仓设备的维修等工作。

AHQI轻潜水呼吸器由压缩空气瓶、减压阀、安全阀、口具等组成（图1）。必备的配套用品有面罩（水镜）、脚蹼、轻潜水衣、压铅；其他用品包括压力表、水深表、水温表、潜水手表、水下指北针、潜水刀、水下照明器材等。使用时，潜水员利用背托组将潜水呼吸器佩戴在背上，气瓶中高压空气经减压器减压后，通过中压导管进入供气调节器，供气调节器能随潜水深度和呼吸动作的变化而自动调节供气量，通过口具向潜水员口中供给吸入空气，呼出气体则从供气调节器内的呼气阀排至外界水中。其最大下潜深度为40m，空气瓶的容积为12L、额定工作压力为20MPa。

参考书目

中国人民解放军第二军医大学海医系潜水生理教研室编，《实用潜水医学》，人民卫生出版社，1980。

（金百考）

quanfengya tongfeng

全风压通风 (total pressure ventilation)

借助矿井主要通风机产生的风压和通风设施向采、掘工作面和硐室等用风地点供风的通风方法。是矿井最常见、最主要的通风方法，具有稳定、可靠、安全的特点。主要通风机产生的风压有正压和负压2种，通风设施有风窗、风门、风桥、风墙等。

掘进工作面在利用全风压进行通风时，利用纵向风障和风筒将掘进巷道分为两部分，一部分用于进风，另一部分用于回风；纵向风障沿巷道轴向构筑。利用风筒导风时则还应在掘进巷道外构筑风墙（见掘进通风）。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

（范昭训）

R

renji gongchengxue

人机工程学 （ergonomics） 运用劳动生理学、劳动心理学和劳动保护学等其它有关学科知识，使机器和人相互适应，创造舒适和安全的生产环境，从而提高工效的一门新兴的综合性边缘学科。它起源于欧洲，形成于美国，作为一门独立学科仅有40多年历史；在中国尚处于初始的发展阶段。人机工程学作为一门新兴学科有其特有的研究内容。

人机工程学的英文为"ergonomics"，是1957年波兰学者雅斯特莱鲍夫斯基教授首先提出的，由2个希腊词的词根组成："ergo"的意思是"出力、工作"，"nomics"的意思是"正常化、规律"因此"ergonomics"的含意是研究人在生产或操作过程中合理地劳动和用力的规律。关于人机工程学的名称各国提法不完全统一，有的称"Human Engineering"（人类工程学），也有叫做"Biotechnology"（生物工艺学）或"Engineering psychology"（工程心理学），但目前国际上普遍采用"ergonomics"一词。

发展史 自有人类社会以来，人类的生活就离不开器具，这是最原始的人机关系——人和器具的关系。20世纪初，英国的泰罗设计了一套研究工人操作的方法，即研究怎样操作，怎样组织操作才能省力高效，并据此订出了相应的操作制度（泰罗制），它对当时社会的工业生产起了积极作用；以后美国的基尔贝斯进行了时间与动作研究，用拍电影的方法分解工人的操作动作，分析其中那些动作是必需的、那些是多余的，这种方法后来成为制订生产定额的依据。第二次世界大战期间，由于生产规模的扩大忽视了对使用者操作能力的训练，带来了误操作和操作不灵活等问题，常造成意外事故，因而使得设计工程师们深深地体会到虽然"人的因素"在设计中是一个不能忽视的重要条件，但要设计好一个现代化设备，只有工程技术知识是不够的，还必须有生理学、心理学、劳动卫生学等其它学科方面的知识，于是一门完整的新兴学科 人机工程学就应运而生了。随着机械化、自动化和电子化的高度发展，人的因素在生产中的影响越来越大，人机协调也就越来越显得重要，从而促进了这门学科的迅速发展，1960年正式成立了国际人机工程协会（IEA）；1961年在瑞典斯德哥尔摩举行了第一次国际人机工程学会议。中国于1980年成立全国人机工程学标准化技术委员会，隶属国家标准局，负责研究、制订、审核与人机工程有关的国家标准。

研究内容 人机工程学是一门综合性学科，它处于许多学科和专业技术的接合部上，它除了同有关工程技术学科关系密切外，还与人体解剖学、人体测量学、人体生理学、环境保护学等学科密切联系，因而其研究内容涉及面很广。主要内容是根据人体的解剖、生理、心理特点进行设计与制造，生产用的各种仪器、设备及工具、操纵器与按键，仪表的造型、刻度与配置，其它各种信号与标志、颜色、采光、照明等。

发展趋势 人机工程学的应用范围极广，几乎是无所不包，目前已应用于工业、农业、国防、航天、交通、医学等许多领域。近年来人机工程又有新的发展，它不仅研究人－机关系和人－环境关系，而且还研究人－人关系，以适应生产需要，因此人在生产中的心理状态，责任心，组织纪律性，团结协作精神，工作动力等因素今后也将扩大到人机工程学的研究范围。

参考书目

赖维铁编著，《人机工程学》，华中工学院出版，1983。

李清壁、徐斌编，《工效学概论》，人民卫生出版社，1983。

（杨祖六）

S

sabu yanfenfa

撒布岩粉法 （rock dusting，stone dusting）

把岩粉撒在沉积于巷道表面的煤尘上面，使沉积煤尘丧失爆炸性的措施。是预防煤尘爆炸的惰化法的一种，是一种行之有效的方法，已有近百年的历史。中国采用的矿井较少。岩粉的撒布有手工撒布、压气喷撒、岩粉撒布机撒布3种方法，中国多采用手工撒布法。由于撒布岩粉预防煤尘爆炸的本质是增加煤尘中的固体不燃物的含量、提高煤尘爆炸的下限浓度和降低煤尘爆炸的强度，因而岩粉质量和撒布参数都应达到一定的要求。撒布岩粉法有一定的使用范围。中国《煤矿安全规程》对岩粉撒布地点、撒布量、撒布周期等作了具体规定。

防止煤尘爆炸的作用机理 ①当空气运动速度较低时，覆盖在沉积煤尘表面的岩粉层的粘滞性能阻止煤尘的悬浮。实验表明：使沉积煤尘剥蚀扩散的空气流动速度为22.8m/s；使沉积岩尘剥蚀扩散的空气流动速度为40.8m/s；当空气流动速度大于40.8m/s时，可使岩粉和煤尘悬浮起来形成混合粉尘云。②岩粉的热容量大，能吸收点火源或爆炸火焰的热量，可降低点火源或爆炸火焰温度，起冷却作用；③岩粉与煤尘混合悬浮后，不仅大幅度提高了煤尘云的爆炸下限浓度，而且岩粉屏蔽了热辐射，使点火源的辐射热难于传递给未着火的煤尘。

撒布岩粉的参数 包括撒布岩粉标准、撒布岩粉的保护带长度、撒布岩粉周期。

撒布岩粉的标准 防止煤尘爆炸所需的岩粉量与煤尘的挥发分有关，挥发分高的煤尘，抑制煤尘爆炸及其传播的最低岩粉用量就高；防止煤尘爆炸所需要的岩粉量还与空气中的瓦斯含量、爆源起爆强度有关。世界各国都规定了撒布岩粉的标准（表1）。中国《煤矿安全规程》规定：巷道中煤尘和岩粉混合粉尘中，不燃物质含量不得低于80%；若巷道风流中有0.5%以上瓦斯，不燃物质含量应大于90%。

表1 部分国家撒布岩粉的标准

国名	撒布岩粉标准（岩粉和煤尘混合物中不燃物的含量，%）	备注
波兰	≥70 ≥80	无瓦斯矿 有瓦斯矿
美国	80（回风巷道） 65（其它巷道）	在有瓦斯时，岩粉量应增加0.4%～1%
法国	≥50（V_{daf}≤18%） ≥70（V_{daf}>18%）	超级瓦斯矿CH_4=2%时，岩粉量生产巷加10%，其它巷道加5%
英国	≥50（V_{daf}<20%） ≥55（V_{daf}<22%） ≥60（V_{daf}<25%） ≥68（V_{daf}<30%） ≥70（V_{daf}<32%） ≥72（V_{daf}<35%） ≥75（V_{daf}>35%）	

撒布岩粉的保护带长度 根据风流将粉尘从尘源带到何处沉降而定。由于距尘源200m以内的巷道中煤尘沉积强度大，且尘源处又是发生瓦斯煤尘爆炸可能性大的地点，通常把距尘源200m以内的巷道定为撒布岩粉保护带。中国《煤矿安全规程》对撒布岩粉的巷道长度，作了具体规定。

撒布岩粉的周期 由于煤尘在巷道周边上是不断沉降的，为保证撒在巷道内的岩粉与煤尘的混合物中的固体不燃物质含量符合要求，并且不让岩粉层表面被新沉积的煤尘完全覆盖，应周期性地在巷道中撒布

岩粉。撒布岩粉周期取决于煤尘沉积强度和煤尘的爆炸下限浓度，按下式计算：

$$T=\frac{KC_{CH_4}C_n}{P}$$

式中 T 为撒布岩粉的周期，d；P 为煤尘沉积强度，g/(m³·d)；K 为撒布岩粉的保护作用持续时间系数，一般取 $K=1$；C_{CH_4} 为瓦斯含量对煤尘爆炸下限值的影响系数；C_n 为煤尘的爆炸下限浓度，g/m³。

撒布岩粉的使用范围 撒布岩粉法只适宜在较干燥的巷道中使用，一般用于：①生产工作面所有运输巷和回风巷；②煤尘经常积聚的地点；③有煤尘爆炸危险的煤层和无爆炸危险的煤层相连接的巷道。

岩粉质量标准 井下使用的岩粉应比重小、不溶或难溶于水、比热容大，可燃物质含量不超过5%，游离二氧化硅含量不超过5%，不含任何有毒有害的混合物，色淡白鲜明；岩粉应全部通过50号筛，其中70%以上能通过200号筛。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

（周美邦）

sanxiaoji jiaben zhongdu

三硝基甲苯中毒 （trinitrotoluene poisoning）

是煤炭生产中常见的职业中毒之一。由于以三硝基甲苯（简称TNT）为原料制作的硝铵炸药在煤炭开采过程中的使用量很大，制作炸药的工人和使用炸药的放炮员均可因接触而发生三硝基甲苯中毒。

在生产环境中，三硝基甲苯主要以粉尘与蒸气的形式存在，经皮肤、呼吸道、消化道均可侵入体内。因TNT的亲脂性和硝铵炸药本身具有的吸湿性，加上皮肤表面的结构特点，在沾染皮肤后，很不容易被水清洗干净，所以经皮肤吸收是引起慢性中毒的主要原因。

TNT在体内的代谢过程比较复杂，主要代谢产物有2，6—二硝基—4—羟氨甲基苯、2，6—二硝基—4—氨基甲苯及2，6—二硝基—6—氨基甲苯，经肾脏从尿中排出，速度缓慢，在体内有明显的蓄积作用。

TNT对人体的毒作用主要表现在对眼晶状体、血液、肝脏和神经系统的损害上。TNT可直接或通过血液间接进入眼前房液，使晶状体的可溶性蛋白发生变性混浊而引起中毒性白内障，这是TNT作业工人最常见的早期特异性体征；接触高浓度的TNT时可出现高铁血红蛋白血症，可引起溶血性贫血及再生障碍性贫血；对肝脏的损害主要表现在影响肝脏的解毒功能、排泄功能及糖代谢，急性阶段以肝细胞坏死和脂肪变性为主，慢性阶段以肝细胞的再生和纤维增生占优势；对神经系统的损害表现为可引起神经衰弱症候群等的变化。

中毒机制 TNT因与血浆蛋白，血红蛋白及肝、肾组织蛋白结合形成的加合物而产生毒效应。1992年中国预防医学科学院劳动卫生与职业病研究所刘玉瑛等在国内首次证实TNT可与蛋白共价结合形成加合物，以加合物的形式存在于血液和肝组织中，分别约有20%和30%。TNT及其代谢产物对骨髓造血组织的抑制而引起血液的改变，亦可能与体内氨基酸结合，间接引起肝细胞营养不良而造成片状坏死。

临床表现 有一般症状、高铁血红蛋白血症、造血障碍、中毒性肝病、中毒性白内障等。

一般症状 急性中毒还会出现头晕、头痛、发绀、无力、食欲不振、口苦等症状；慢性中毒时神经系统则还会出现神经衰弱症候群、可出现粘膜刺激症状及皮肤、指甲被染成深黄色的改变等。

高铁血红蛋白血症 会出现面色苍白，唇、舌、耳廓部发绀等症状。检查血液高铁血红蛋白增高、网织红细胞增多，可出现不同程度的赫恩滋小体。

造血障碍 急性或慢性中毒均能引起白细胞、血小板及红细胞减少；重症时形成再生障碍性贫血，出现全血细胞减少，面色呈现进行性苍白，并消瘦、有出血倾向等。骨髓检查开始可能出现增生性骨髓象，特别是红细胞系统活跃，进一步发展可形成造血机能衰竭，出现再生不良表现。

中毒性肝病 发病缓慢，有不同程度的消化系统症状。肝肿大，质软，有压痛或叩击痛，肝功能异常，其中S—GPT和TTT增高者较多见，黄疸极少出现。严重肝脏损害可引起肝硬变，甚至发生癌变。

中毒性白内障 用彻照法可见晶状体周边部呈点状环形混浊，病变发展形成楔形，楔底向外，逐渐朝中心呈辐射状，此时一般不影响视力；当晶状体中央部形成环形、盘形混浊时，视力下降。裂隙灯下检查时有密布大小不等的棕黄色小点，周边部混浊位于成人核和前后皮质内，中央部混浊位于成人核和前皮质内，周边视野可有不同程度的缩窄，以红视野收缩较显著。

诊断 急性或亚急性中毒根据大剂量的接触史、临床表现，特别是肝脏和血液的改变诊断，容易确诊。慢性中毒诊断根据职业接触史，肝脏、血液、眼晶状体的损害进行。中华人民共和国卫生部于1979年2月颁布了《慢性三硝基甲苯中毒诊断标准及处理原则》。

治疗 对于急性中毒者，应首先将患者迅速撤离

中毒现场，并及时给予对症治疗。如产生高铁血红蛋白血症，可使用美兰、甲苯胺兰等还原剂，以使高铁血红蛋白还原为正铁血红蛋白。对于慢性中毒者，主要针对神经衰弱症候群、慢性溶血性贫血及中毒性肝炎等，采取中西医结合的治疗方法，以治疗贫血与保肝为主；至于眼晶体损害形成的中毒性白内障，目前尚无有效的治疗方法与药物。慢性中毒患者宜调离原作业岗位。

预防 根本的方法是改革工艺，用尤三硝基甲苯的炸药代替含三硝基甲苯的炸药。在必须使用含三硝基甲苯的炸药时，应加强生产现场的密闭与通风、降低其在空气中的浓度、并符合卫生标准；还应加强个人防护，防止皮肤污染，皮肤去污可用5%亚硫酸钠溶液或肥皂进行冲洗；加强定期和就业前的体格检查，并加强对生产现场空气中TNT浓度的测定。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

（向卓辉）

shangyuan xianchang jijiu

伤员现场急救 （first aid to injured miners）

为减轻事故中受伤的矿工的痛苦、防止伤情恶化与发生并发症，并挽救其生命而施行的紧急救护工作。内容包括伤情判断，心肺复苏、止血、包扎、骨折临时固定和伤员搬运等。由矿工之间、矿井急救站或矿山救护队实施。

急救原则 严密地观察伤情，判断轻重缓急，先抢救危及生命的重伤员，并在初步急救后，以最快速度安全地护送到医院。

伤情判断与处置原则 当现场有大批伤员出现时，应首先检查心跳、呼吸、瞳孔三大生命体征，并观察神志情况，以确定重点抢救对象。对危重伤员、重伤员和轻伤员的处理方式各不相同。

危重伤员 中毒性、外伤性窒息以及各种原因引起的心跳骤停、呼吸困难、昏迷、严重休克、大出血等伤员。对这类伤员的处置原则是：先救后送。

重伤员 骨折及脱位、严重挤压伤、大面积软组织挫伤、内脏损伤等伤员。对这类伤员的处置原则是：防止休克发生；并将需手术者迅速转送医院。

轻伤员 软组织擦伤、裂伤和一般性挫伤等伤员。对这类伤员的处置原则是：进行一般性处理后，回住地休息。

常用急救技术 包括假死伤员苏生、止血、包扎、固定和搬运。

假死伤员苏生 迅速地将伤员转运至顶板完好、无淋水、空气流通的地点，再将其领口、腰带解开、脱掉胶靴，并注意保暖，然后进行人工呼吸或胸外心脏按压等心肺苏生术。

人工呼吸 常用方法有口对口吹气法、仰卧举臂压胸法和俯卧压背法。最常用的为口对口吹气法，其操作分4步：第1步通畅气道。用食指裹以纱布或手帕、衣角伸入伤员口内清除分泌物和异物，并使其头部尽量后仰，以防舌根后坠堵塞气道；第2步站好位置。靠近伤员头部，一手捏鼻，一手托颈；第3步吹气入肺。尽力吸气，然后用自己的嘴唇紧贴伤员的嘴唇以14—16次/min的频率吹气；第4步压胸排气。每吹一次气，紧接着按压伤员胸部一次，使气从伤员肺部排出。人工呼吸应按步骤有节律地进行，直至伤员恢复自主呼吸或确认死亡为止。

胸外心脏按压 常与口对口吹气人工呼吸同时进行。操作时，急救员靠近伤员胸部一侧，双手重叠手掌置于伤员两乳头中间胸骨中下三分之一处；然后两臂伸直，身体前倾，用双肘和臂肩之力冲击式地向伤员脊柱方向按压，使胸骨下陷3～4cm，并突然放松，让伤员胸廓自然弹起（急救员掌根不可离开伤员胸壁）。2人同时操作时，每按压5次，另一急救员则向伤员口对口吹气1次，即每分钟按压60～80次、吹气12～16次；1人操作时，先口对口吹气2次，然后做胸外心脏按压15次。如此有节律地进行，直至伤员恢复自主性心跳和呼吸或确认死亡为止。对呼吸正常伤员只进行胸外心脏按压苏生。

止血 对于毛细血管或静脉出血，一般用纱布、绷带包扎好伤口即可；对于大的静脉出血，可在伤口上放置纱布垫，然后加压包扎；对于动脉出血，可根据出血部位，选用指压止血法、加压包扎止血法、止血带止血法、加垫屈肢止血法进行止血。

指压止血法 在伤口上方（近心端）用拇指压住出血的血管进行止血的方法。适用于头、颈、四肢动脉大血管暂时性止血。此法简单、有效，最常用。

加压包扎止血法 用消毒纱布或干净毛巾、布料盖住伤口，再用绷带、三角巾或布料加压缠紧，并将肢体抬高止血的方法。适用于全身各部血管的出血。

止血带止血法 用止血带或三角巾、绷带、手帕、布带等在伤口上方绕肢体绑扎打结固定，或在结内穿一根短棒并绞紧固定在肢体上进行止血的方法。适用于四肢大血管出血，股骨骨折、骨盆骨折所致的大动脉血管出血。使用止血带法止血时，必须注意“做好标记、定时放松、加垫缠缚、松紧适度”。

加垫屈肢止血法 它是利用肘关节或膝关节的弯曲压迫血管止血的方法。多用于小臂和小腿的止血。操作时，在肘窝或膝窝内放入棉垫或布垫，然后使关节弯

曲到最大限度，再用绷带把前臂与上臂（小腿与大腿）固定。假若伤肢有骨折，必须先加夹板固定伤肢。

包扎　为防伤口感染、减轻疼痛，用绷带或三角巾、毛巾、四头带对伤口作的环形等重叠缠绕。适用于头、颈、胸、腕、腹部的伤口。用绷带包扎时，有环形法、螺旋法、螺旋反折法和8字环形法。包扎要做到“敷料平整、松紧适度、打结牢靠”。

临时固定骨折　四肢骨折可用2块夹板对称加垫，再用绷带或三角巾分段结扎。现场无夹板时，可用伤员身体固定：属上臂骨折，可将上臂贴紧胸廓，用三角巾或软绳将伤肢与胸廓一起分段绑牢；属下肢骨折，可用同样方法将肢体和健康肢绑在一起。骨盆骨折时，常出血较多，为固定和止血，应给伤员穿抗休克裤，脊柱骨折、常导致骨髓损伤，为防造成截瘫，最好由专科医生来处理。

伤员搬运　正确搬运伤员，可避免因搬运不当所造成的二次损伤。有担架法、单人徒手法和双人徒手法。

担架法　如图1、图2所示，3～4人为一组将伤员小心地移上担架。用于大腿或脊柱骨折、大出血或休克等重伤员的搬运。担架可用专门的医用担架，也可就地取材，用木板、竹笆、绳子、毛毯、木棍等绑扎而成。



图1　抬起伤员



图2　把伤员移上担架

抬担架时的注意事项有：①伤员头部向后，以便后面抬的人观察伤情；②脚步一致，平稳行走；③上坡时，前面要放低，后面要抬高，使伤员保持平位，下坡时，相反。

单人徒手法　分扶持法、背负法、肩负法和抱持法（图3～6）。

双人徒手法　分坐法和抱法（图7～8）。

各种伤害急救要点　井下伤害有中毒性窒息、机械性外伤、溺水、烧伤和触电等，其急救要点各不相同。

中毒性窒息救治　取侧卧位，将伤员转运到附近安全的地点，进行苏生抢救；必要时可行气管切开。



图3　扶持法



图4　背负法



图5　肩负法



图6　抱持法



图7　双人坐法

机械性外伤救治　首先是通畅呼吸道、止血和防止休克，其次处理骨折。

创伤性休克救治　创伤性休克是由于身体受到剧烈损伤导致内脏器官组织细胞因供血不足而出现的血压下降、四肢发凉、面色苍白和神志淡漠等一系列症状，常是伤员早期死亡的原因之一。急救要点是：①让伤员平卧或让其头部、腿脚都抬高30°，以增加心脏回血量，改善脑部血液循环；②有骨折时，用夹板加垫临时固定；伤员剧痛时，可给予镇痛剂；发现伤口出血应



图 8 双人抱法

及时止血；③出现呼吸或循环功能衰竭，可酌情注射强心、升压药物，必要时进行心肺复苏，并尽快转送医院。

冒顶挤压伤救治 由于伤员常出现急性肾功能衰竭、高血钾症和肺水肿等症状，其急救要点是：①应牢固定伤肢，避免随意活动导致组织分解物吸入血或增加体液散失；②伤员口渴但不恶心时，可给予少量饮水，并服用小苏打，每次 10～20 片，以预防酸中毒；发现伤员尿少或无尿时，应严格控制饮水，以防发生肺水肿；③受压肢体不许按摩、热敷或上止血带，以免加重伤情，发现伤口出血还应设法止血。

溺水救治 立即运到空气新鲜又温暖地点控水。控水时救护者左腿跪下，把伤员腹部放在急救员右侧大腿上，使伤员头部向下，用手压背，使水从伤员的鼻孔和口腔流出。或将伤员仰卧，救护者双手重叠置于伤员的脐上方，向前向下挤压数次，迫使其腹腔容积减少，水从口腔、鼻孔喷出；水排出后，进行心肺复苏，有条件时用苏生器苏生。

烧伤救治 尽快使伤员脱离热源，进行全面检查。应针对不同情况，采取相应急救措施：为保护被烧伤皮肤，可用干净衣服遮盖创面，防止感染；除化学性烧伤可用大量清水冲洗外，其他烧伤不宜在现场处理。

触电救治 立即切断电源，并将伤员转运到既通风又安全的地点，平卧，进行口对口吹气人工呼吸和胸外心脏按压，实施心肺复苏，时间不少于 4h。

井下急救站装备 必须有急救电话、小型供氧设备以及为通畅呼吸道、包扎、止血、固定等必需的急救器械和药品。站内还应设有井下急救车、担架或其它运送伤员的工具。

参考书目

李宗浩，《急救》，群众出版社，1979。

北京市创伤救护手册编写组编，《创伤救护手册》，北京人民出版社，1977。

邓延春主编，《煤矿现场急救》，河南科学技术出版社，1987。

（邓延春）

shèliú

射流 （jet） 流体由小断面管道（风筒、管嘴、小断面巷道）射出，并与周围流体掺混而扩展流动的现象。射流边界接触的是流体而非固体界面，其流动呈现特殊规律。射流流入大空间时，由于流体微团强烈的横向掺混作用，射流即与周围介质发生动量和质量交换，在射流质量增加、横断面加大、流速减小的同时，射流能量和质量为空间介质所吸收，周围介质被带动流动，射流具有的这种抽引外界流体进入的能力即是引射（卷吸）能力；射流的这种特性是设计各种通风引射器的理论依据。

分类 根据流体扩展流动是否受器壁限制，射流分为自由射流和受限射流。根据流动状态，射流分为层流射流和紊流射流。层流射流的流速较小；紊流射流流速较大。工程领域中的射流现象一般是紊流射流。

等温自由沉没紊流射流 具有与处于静止状态的周围介质相同温度和密度的自由紊流射流。为一种最基本的紊流射流。图 1 所示为等温自由沉没紊流射流的流场结构和外形特征。射流中保持出口流速 v_0 的内边界线包围区域（AMD）称为射流核心区。流速为零的外边界线 ABC、DEF 与内边界线 AMD 的包围区域称为射流边界层。射流核心消失的截面（BME）称为转折截面，出口截面到转折截面间的区域称为射流初始段，转折截面之后部分为射流基本段。外边界线的交点称为极点，α 角称为极角。

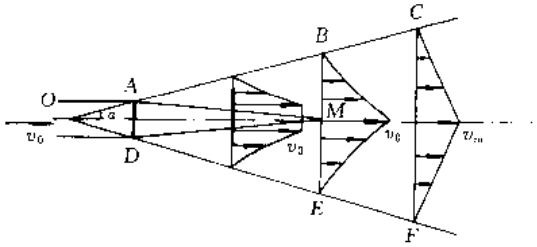


图 1 等温自由沉没紊流射流流场结构

射流流场的重要特征是射流初始段或基本段各截面速度分布相似：用公式表示为：

$$v/v_m = [1-(y/y_b)^{1.5}]^2$$

式中 v 为某截面内距射流中轴距离为 y 处某点的速度，m/s；v_m 为该截面射流中轴处速度，m/s；y_b 为射流边界层宽度（若该截面位于初始段），若截面位于基本段，y_b 为射流宽度的一半，m。

该式是推导各射流参数计算式的基础。

研究射流流动规律对于矿井掘进通风中炮烟排出过程的研究、引射器通风的采用以及局部阻力产生原因的分析及消除有一定实际意义，对引射器的设计也有指导作用。矿井通风中遇到的射流(如风流从风筒中进入掘进巷道，风流从小断面井巷进入大断面巷道或硐室，水力及压风引射器中的流体流动等)都是有限空间射流，井巷周壁限制了射流的自由发展，自由紊流射流流动规律不完全适用。目前，对受限紊流射流的定量分析尚处于研究阶段。

参考书目

谢象春编，《湍流射流理论与计算》，科学出版社，1975。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

郑治馀编，《流体力学》，机械工业出版社，1983。

(周心权)

shiduji

湿度计 (humidometer) 测定空气中含有水蒸气程度的仪器。目前仅有测定相对湿度(一定压力、温度条件下湿空气的蒸气分压力与同等条件下的饱和蒸气压力之百分比)的仪器，而没有直接测定绝对湿度(每立方米空气中所含有的水蒸气的质量)的仪器(见矿井气候条件)。在煤矿中，湿度计用于测定煤矿井下空气的相对湿度，以比较精确地确定气体密度、矿井气象条件和采掘工作面的空调效果等。

目前，煤矿使用的湿度计来自气象和其它工业部门，主要有毛发湿度计、干湿球温度计、半导体湿度计和电导湿度计。半导体和电导湿度计，由于抗污染能力不足，尚不能在煤矿中应用。在适合煤矿特点、抗污染的以磺酸盐类为主体的感湿元件的基础上组成的电导湿度计，将使远距离监测煤矿大气湿度成为可能。

毛发湿度计 利用脱脂后的动物毛发能随空气湿度变化而发生伸缩的特性制成的用以测量大气相对湿度的仪器。主要用于矿井地面或井下硐室作点测定。毛发在用乙醚、汽油及苛性钠脱脂，并进行压延处理后，即可制成毛发元件，它的一端固定在安装板上，另一端与杠杆机构连接，毛发的伸缩位移量在放大后由指针显示。毛发湿度计的结构简单，量程宽，可直接读数或自动记录，能在－18～70℃的环境中工作；但响应慢，误差大，不能用作精确测量。中国生产的毛发湿度计有 DHJ_1、HJ_1 型，量程为 30%～100%RH，基本误差为 ±6%RH。

干湿球温度计 根据一定湿度条件下，干球温度(温度计的感温部分不包裹任何物品、直接暴露于大气中所测得的温度)同湿球温度(温度计的感湿部分包裹有被水浸湿的纱布后所测得的温度)(见矿井气候条件)的不同差值与大气相对湿度存在一一对应的关系的特性而制成的仪器。主要用于矿井地面或井下作移动或定点测量，由干球温度计和湿球温度计组成。由于用水浸湿的纱布的表面水分蒸发时会吸收潜热而引起湿球温度下降，因而根据干、湿2只温度计读数之差值，通过查表即可得出所测之相对湿度。流过湿球温度计感温部分的风速对测量的准确性影响很大，当风速大于 2.5m/s 时，影响系数趋于常数。

分类 有手摇旋转式和通风式2种(见彩图19)。手摇旋转式湿度计靠手柄以 15～20r/s 的速度摇动，造成所需风速；具有构造简单，使用方便的特点；但要求操作技术熟练，不能在室外或有辐射热源的场合使用，而且温度计易损坏。通风式干湿球温度计利用仪器顶部的小风扇吸入空气，使感温部分在较长时间内处于所需风速的风流中，测量准确度较高，广泛用于矿井通风安全的测量中。中国生产使用的干湿球温度计有 DHM_1、DHM_2、DHM_3 等型号，量程为 10%～100%RH，基本误差为 ±0.2℃。

半导体湿度计 利用陶瓷半导体薄膜在吸附水蒸气后电阻值会发生相应的变化的特性而制成的仪器。由湿敏电阻元件、放大、显示电路组成。湿敏电阻元件以陶瓷半导体薄膜为主体。这类仪器容易实现湿度的远距离监测和自动控制；但是，它容易被污染，而且需要经常通电清洗，目前煤矿尚很少使用。中国生产使用的半导体湿度计有 HR－1、WSM－1、KC－1 等型号，量程为 10%～100%RH，基本误差为 ±4%RH，清洗间隔时间为 8h。

电导湿度计 利用有机盐类电解质吸湿后阻抗会相应地发生变化的特性而制成的仪器。由以有机盐为主体所构成的感湿元件与电桥电路组成。这类仪器容易实现湿度的远距离监测和自动控制。中国目前生产使用的电导湿度计的感湿元件多采用聚乙酸或聚乙烯醇加氯化钾盐构成。由于易受污染，不适用于煤矿井下。

参考书目

《工业自动仪表手册》编辑委员会编，《工业自动仪表手册》，机械工业出版社，1987。

电子工业部科技情报网编，《中国电子元件手册》(第二分册)，成都科技大学出版社，1987。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

(叶汝陵)

shikongqi

湿空气 (wet air or moist air) 干空气和水蒸气组成的混合气体。湿空气的性质除和它的组成成分有关外，还取决于它所处的状态。湿空气的状态常用温度、压力、相对湿度等参数表示，这些参数中有些可通过实测取得，有些则需通过计算来求取。在常压下，水蒸气处于过热状态，可将其看做理想气体，其状态可用理想气体状态方程式来描述，即：

$$pV=mRT$$

式中R为气体常数，8.31J/(mol·K)；V为气体的总体积，m^3；m为气体的摩尔数，mol；p为气体的压力，Pa；T为气体的绝对温度，K。

状态参数 描述湿空气状态的参数有温度、压力、相对湿度（见矿井气候条件）、含湿量、密度、比容、焓。

温度 描述物体冷热程度的物理量或描述物体系热平衡状态的物理函数。有干球温度和湿球温度之分（见矿井气候条件）。

从微观上讲，温度是和大量分子的随机动能成正比的，分子运动愈激烈，则温度愈高。在SI单位制（热力学温标）中，将气体分子热运动平均动能趋于零时的温度定为起点，为0K，以水的三相点为一定点，定义为273.16K；常用的是摄氏温标，定义纯水的冰点为0℃（=273.15K）、沸点为100℃；1℃和1K的间隔相等。

压力 湿空气的压力等于水蒸气的分压力与干空气的分压力之和。水蒸气或干空气的分压力是水蒸气或干空气具有与湿空气相同的体积和温度时所呈现的压力。

含湿量 1kg干空气所含有的水蒸气量，亦称比湿。用公式表示为：

$$d=\frac{\rho_w}{\rho_{d\cdot a}}\times 1000$$

或

$$d=622\frac{p_w}{p-p_w}$$

式中d为湿空气的含湿量，$g/kg_{干空气}$；ρ_w为水蒸气密度，g/m^3；$\rho_{d\cdot a}$为干空气的密度，g/m^3；p_w为水蒸气的分压力，Pa；p为湿空气的压力，Pa。

密度 $1m^3$湿空气所具有的质量，是比容的倒数。计算式为：

$$\rho=0.00349p/T-0.00134p_w/T$$

式中ρ为湿空气的密度，kg/m^3；p为湿空气的压力，Pa；p_w为水蒸气的分压力，Pa；T为湿空气的绝对温度，K。

比容 单位质量的湿空气所具有的体积，是密度的倒数。

焓 湿空气各分子随机运动所具有的能量的总和。为内能和压力功之和。以1kg干空气为计算基础，是1kg干空气的焓和所含有的水蒸气的焓的总和。习惯上取0℃时的干空气和水蒸气的焓为零。湿空气的焓用公式表示为：

$$i=i_{d\cdot a}+d\cdot i_w$$

$$i_{d\cdot a}=c_{p\cdot d}\cdot t\cdot i_w$$

$$=2501+c_{p\cdot w}\cdot t$$

式中i为湿空气的焓，$kJ/kg_{干空气}$；$i_{d\cdot a}$为干空气的焓，kJ/kg；i_w为水蒸气的焓，kJ/kg；d为湿空气的含湿量，$kg/kg_{干空气}$；$c_{p\cdot d}$为干空气的定压比热。常温下，$c_{p\cdot d}$=1.005kJ/(kg·℃)；$c_{p\cdot w}$为水蒸气的定压比热。常温下，$c_{p\cdot w}$=1.84kJ/(kg·℃)；2501为水在0℃时的汽化潜热，kJ/(kg·℃)；t为湿空气的温度，℃。

状态参数的求取 状态参数中只有温度和压力可利用仪器直接测出，其他参数只能通过计算求取。由于计算比较繁琐，常将各种参数绘在一张算图上，通过查图求取相应的参数；常用的算图是焓-湿图，其是在不同大气压力下以焓和含湿量为坐标而构成的一套图，如图1所示。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害处理》，煤炭工业出版社，1991。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

清华大学等编，《空气调节》，中国建筑工业出版社，1987。

（陈碧琬）

shimen fangtu kuokongzuan

石门防突扩孔钻 (cross-cut borehole reamer for outburst prevention) 利用钻机和扩孔钻具将石门前方部分煤体掏出，引起周围煤体卸压和排放瓦斯的防止石门揭穿煤层时发生突出的措施。于20世纪70年代末由中国的北票矿务局和煤炭科学研究总院抚顺分院协作试验成功，到目前为止，应用该措施已安全揭开7个突出危险煤层。

石门防突扩孔钻措施工艺简单，除普通矿用钻机外，不需特殊设备，卸压和排放瓦斯效果好，施工期较短。

中国在采用该措施时，先用普通钻机在石门工作面打直径为150mm的钻孔，当钻孔穿透岩柱进入煤层0.4m时，再换伸缩式扩孔钻具，将煤层钻孔的孔径扩大至0.5m，直至钻孔穿透煤层全厚。

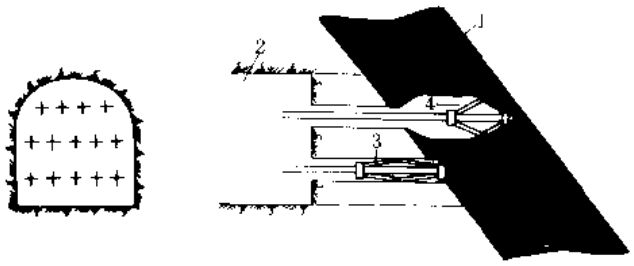


图 1 扩孔钻施工示意图
1—煤层；2—石门；3—钻具收缩状态；
4—钻具扩张状态

扩孔钻施工示意图如图 1 所示。扩孔钻具收缩时的最小直径为 135mm、扩张时的最大直径为 500mm。每 $1m^2$ 石门断面打扩孔钻 1.5～2 个，扩孔钻掏出煤量不少于石门断面煤量的 30%。

在松软煤层应用该措施时，要与金属骨架配套使用，即先在石门顶部打孔装设金属骨架，然后再打扩孔钻，以防止打扩孔钻和随后揭开煤层时因上部煤层垮落诱发煤与瓦斯突出。

（王佑安）

shiyan fenchen

试验粉尘 （test dust） 冶金、化学工业、矿业、地质、机械、航空、航海、航天、医药、环保、劳保、通风除尘等许多技术领域内用来进行对比试验或产品质量检验、符合公认标准要求的某些固体微粒物质。亦称标准粒子。

试验粉尘的物理化学性质要尽可能接近被检验产品使用环境的实际粉尘。试验粉尘的密度、粒度分布、中位径、颗粒形状等代表试验粉尘性能的特征参数必须接近实际粉尘的特征参数。试验粉尘的选择应与试验目的、试验方法、测定方法和测量仪器配套。

因试验目的很多，试验粉尘多种多样，其中有些在不同国家几乎通用，有的则在一定范围内适用。美国空气净化用试验粉尘有：空气净化用标准试验粉尘（Standardiged Air Cleaner Test Dust，AC）（有粗和细 2 种）、空气过滤研究所（Air Filter Institute，AFI）试验粉尘、美国制冷暖通与空调工程师协会（American Society of Heating，Refrigerating and Air Conditioning Engineers，ASHRAE）试验粉尘，另还有数十种其他方面使用的试验粉尘；日本从 1958 年制造试验粉尘以来，已有系列试验粉尘，在 JISZ8901～1984 中规定了 17 种工业试验粉尘和气溶胶；英国、德国也有各种试验粉尘。

中国目前没有统一规格的试验粉尘。在通风除尘、空气净化、卫生防护等领域有些常用试验粉尘是参照国外标准选制的，有滑石粉、煤粉、石英、水晶石英、玻璃微珠、$\alpha—Al_2O_3$ 等试验粉尘。

中国煤炭行业的试验粉尘于 1990 年开始由煤炭科学研究总院重庆分院研制，分 3 种：第一种适用于采煤工作面、煤巷掘进工作面及煤尘尘源点的防尘装备试验；第二种适用于岩巷掘进工作面及岩尘尘源点的防尘装备试验，第三种适用于煤矿粉尘浓度测量仪表试验。

参考书目

中国劳动保护科学技术学会工业防尘专业委员会编，《工业防尘手册》，劳动人事出版社，1989。

（史文安）

shuguan huozai jiance xitong

束管火灾监测系统 （tube bundle monitoring system for spontaneous combustion） 利用真空泵和一束多芯塑料管远距离自每个监测地点抽取空气，利用气体分析仪器连续分析各测点的气体组分浓度、并在监测地点可能发生煤炭自燃时发出警报的成套装置。由管路设施和气体分析中心设备构成。如图 1 所示。用于连续监测煤炭自燃过程中释放的一氧化碳及其它火灾气体浓度，并掌握其变化规律，以作出煤矿自然发火的早期预报，了解注入惰性气体的区域的惰化情况，判断已封闭的火区火灾的发展或熄灭情况，为启封火区提供数据。特别适用于从采空区或密闭区内抽取气样。

沿革 世界上第一套束管火灾监测系统于 1972 年由英国科学控制实验室设计制成，并在英国煤炭局所属煤矿进行了试验，通过连续监测一氧化碳浓度预报了煤矿自然发火。之后，美国、法国、澳大利亚、日

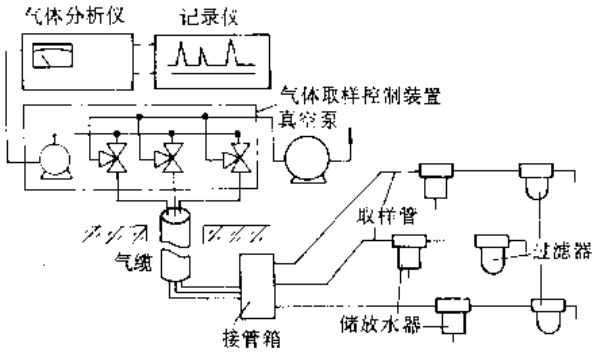


图 1 束管火灾监测系统构成示意图

本等国的煤矿也相继试验采用。1981 年中国煤炭科学研究院抚顺研究所在平庄矿务局古山煤矿进行了首套束管火灾监测系统的试验，并研制出了 ASZ Ⅰ 型 4 参数监测系统。

特点 ①当气体分析中心设在地面时，井下无电气设备，安全可靠，维护方便；②容易实现采空区、密闭区内的气体取样；③用一套设备服务于若干测点，成本消耗相对小；④系统分析中心的取样时间滞后。滞后时间与管路长度、取样管内径、气体入口处大气压力及终端压力有关。可按层流可压缩气体在等温条件下气体输送时间公式计算取样滞后时间：

$$\tau=0.01475\cdot\frac{L^2\ (P_a^3-P_L^3)}{r_0^2\ (P_a^2-P_L^2)^2}$$

式中 L 为管路长度，m；r_0 为取样管内径，cm；P_a 为气体入口处的大气压力，Pa；P_L 为终端压力，Pa；τ 为取样滞后时间，s。

若将气体分析中心设备设置在井下，通过煤矿环境监测系统井下工作站将分析数据传送到地面中心站实现集中监测，则既发挥了束管火灾监测系统的特点，又能缩短取样滞后时间。

管路设施 由取样管、气缆、管路附件构成。

取样管 直接引向监测点的管子。通常选用聚乙烯塑料管，在采空区和密闭区内设置金属管。管子的内径有 ϕ4、ϕ6、ϕ8mm 等多种。

气缆 由多芯聚乙烯管集束而成，作为主干管将取样管连接到气体分析中心。一般按 3、5、7、12、16、19 芯组合。

管路附件 连接在取样管或气缆上的过滤器，储、放水器，接管箱等设施，用于过滤空气中的粉尘、除去管路中的冷凝水及连接管路等。

气体分析中心设备 一般设置在地面，主要有真空泵、气体取样控制装置、气体分析仪器、数据处理和记录装置。为了缩短气体输送时间，亦可将气体分析中心设置在井下硐室，选择适用的本质安全型或隔爆型电气设备，通过煤矿环境监测系统将气体分析数据传送到地面监测中心。

真空泵 一般选用旋片式真空泵。其是通过气体取样控制装置汇接气缆中的全部芯管，将各监测点气体抽取至气体分析中心。

气体取样控制装置 按预先设定的程序，自动地将每根芯管中的待分析气体依次注入气体分析仪器中的装置。由自动巡回检测控制器、若干个三通电磁阀、调节阀、取样注气泵构成。装置还有调整取样管阻力、除湿及净化干扰气体的功能。

气体分析仪器 用于定量分析甲烷、一氧化碳、二氧化碳、氧气、乙烯及其它与火灾有关的烷烃气体组分的仪器。常用的气体分析仪器见表 1。

数据处理和记录装置 简单的系统使用单点或多点记录仪，直接在记录纸上以连续图形记录气体分析仪器的分析数据，但不便于查找历史数据。先进的系统采用微型计算机数据采集处理装置，气体分析仪输出的模拟信号经 A/D 转换器转换成数字信号后，由微型计算机处理，屏幕显示分析结果，磁盘存贮器转存分析数据，可随时调用历史数据，打印机可以打印监测数据

表 1 常用的气体分析仪器

仪器原理	检测的气体种类	测量范围	特点
不分光红外线吸收式	CH_4、CO_2、CO	按需要选择量程	选择性、稳定性好
热磁效应式	O_2	0～25%	稳定、可靠、易维护
伽伐尼电池式	O_2	0～25%	结构简单、本质安全型、寿命短
电化学定电位电解式	CO	0～500×10⁻⁶	结构简单、本质安全型、误差较小
催化式	CH_4	0～5%	隔爆兼本质安全型、简单
气相色谱仪	CO、O_2、CH_4、CO_2、C_2H_4		一机多用、地面用、测量周期长

表 2 典型的束管监测系统技术性能表

型号	FZ	ASZ Ⅰ	COREX
测点数	12	16	19
气缆	ϕ8/6mm×12	ϕ8/6mm×16	ϕ6/6mm×19

续表

型 号	FZ	ASZ I	COREX
分析仪器检测的气体种类及测量范围	CO：0～100×10^{-6}	CO：0～0.02% 0～0.5% CH_4：0～100% CO_2：0～15% O_2：0～25%	CO：0～0.01% 0～5% CH_4：0～100% CO_2：0～100% O_2：0～25%
取样距离/km	5	5	
监控方式	自动巡回检测控制器控制，记录仪记录数据	IBMPC/XT. AT 微机监控	DECLSI 11/23 小型计算机监控
生产国	中 国	中 国	英 国

报表及各种参数的趋势变化曲线图形。气体分析中心设置在井下时，束管系统数据可利用煤矿环境监测系统传送到地面监测站集中显示。一些典型系统的主要技术性能见表 2。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

（薛元修）

shuicaopeng

水槽棚 (water tub barrier) 安设于巷道中由多个盛有水的水槽及其安装架组成的阻止爆炸传播的设施。属被动式隔爆棚，本身没有将水扩散出去的动力机构，通过超前于爆炸火焰传播的冲击波和爆风的作用而动作。隔爆效果取决于水槽的性质、架设方式、设置位置、安装质量及参数等因素，是一种较常用的隔爆设施。中国《煤矿安全规程》对水槽棚的设置地点、水量等作了具体的规定。

隔爆原理 当水槽棚前方巷道中发生瓦斯、煤尘爆炸时，在超前于爆炸火焰传播的冲击波和爆风的作用下，被卷吸出来和水槽被击碎后倾倒出来的水被吹散开来在巷道中形成一个有高浓度水雾的抑制带，由于：①水的热容量很大，吸收了高温爆炸产物的热量，大幅度降低了火焰温度；②水雾在高温作用下生成的大量水蒸气相对降低了作用空间的氧浓度，并对热辐射起到了屏蔽作用，使热传递难以在煤尘粒子间进行；③扩散的水雾抑制了煤尘飞扬，降低了悬浮煤尘云的浓度，造成抑制带内吸收热量的速度大于爆炸反应的产热速度，因而使火焰在达抑制带内即被扑灭，阻止了爆炸沿巷道的传播。

分类 根据水槽棚在巷道系统中限制煤尘爆炸传播的保护范围不同，将水槽棚分为主要水槽棚和辅助水槽棚 2 类。主要水槽棚用来封闭采区的进出口，将采区内的巷道与主要运输巷和回风巷隔开，把爆炸限制在一个采区内，其目的是保护全矿井安全。主要水槽棚又称为分区式水槽棚，只采用集中布置方式；辅助水槽棚用来封闭采区内有爆炸危险的工作面，将采区内各工作面隔开，把爆炸限制在与工作面直接相通的巷道以内，其目的是保护一个采区的安全，可采用多种布置方式。由于爆炸源多在采区内的生产工作面，因而应特别重视辅助水槽棚的布置和及时迁移。

沿革 对水槽棚的研究和使用始于 20 世纪初。1911 年前后，法国对各种棚子（岩粉棚、水槽棚）的主要形式作过试验。1920 年，德国在 200m 长的地面试验巷道里，对铁制水槽进行了试验，考察了其防止瓦斯煤尘爆炸的实用性。由于铁制水槽的水分散效果差，未能取得预计的效果；尔后，又用木制水槽进行试验，其隔爆效果较铁制水槽好。据此情况，矿山管理部门决定设置水槽棚。虽然在 1950 年澳大利亚的凤斯多夫矿发生煤尘爆炸时，水槽棚成功地隔绝了爆炸，但水槽棚在世界各国煤矿并未普遍应用。20 世纪 60 年代初，由于 Lnisenthal 和 Sachsen 煤矿发生煤尘爆炸时，岩粉棚没能够隔爆，对水槽棚的研究又一次提上议事日程。1962 年，联邦德国研制成功了塑料材质水槽。波兰、英国、苏联等国家，在 20 世纪 60 年代和 70 年代初对水槽棚也作了大量试验，根据研究结果，英国修改了规程，允许使用水槽棚；比利时在 1963 年的矿务局局长通报中批准使用水槽棚。1967 年，联邦德国煤矿开始普遍使用水槽棚；法国煤矿根据 1971 年 DM/H393 号通报的规定，在井下用水槽棚替代岩粉棚。欧洲共同体 1977 年矿山安全和健康委员会 (Mine Safety & Health Committee，MSHC) 15 次报告向欧洲共同体各国推荐

使用水槽棚。中国对水槽棚的研究和使用始于1982年，1984年研制成功了PVC透明塑料水槽，1990年又研制成了发泡PC塑料水槽；目前中国已有不少煤矿安装了水槽棚。

隔爆水槽 水槽棚的主要部件，在较弱爆炸的爆风压作用下能破碎。制造隔爆水槽的材料、隔爆水槽的结构形状及其在安装架上的放置方式直接影响隔爆水槽的破碎程度（灵敏度）、水分布状态及水雾参数。原联邦德国明确规定了隔爆水槽的材质、结构形状、尺寸、容水质量。中国已广泛使用的隔爆水槽有GS型、PGS型2种。GS型水槽用改性PVC透明塑料制造，倒梯形结构，槽壁为正弦波纹状；有40型和80型2种规格，GS40型的容水量40kg，GS80型的容水量80kg。PGS型水槽用改性发泡PS塑料制造，倒梯形结构，槽底有加强筋，容水量40kg。

隔爆水槽的技术特性参数应符合：①破碎所需临界爆压（静压）不得大于16kPa；②形成最佳水雾状态的动作时间小于等于150ms；③水雾状态持续时间大于等于250ms；④水雾扩散长度大于等于5m；⑤水雾扩散宽度大于等于3.5m；⑥水雾扩散高度大于等于3.2m。

隔爆水槽在安装架上的安装方式通常采用横向嵌入（悬挂）和横向上托式。横向放置是指隔爆水槽的长边垂直于巷道轴向。在同等爆压场条件下，横向嵌入式的隔爆效果比横向上托式好。一架水槽安装架上安装的隔爆水槽的个数取决于巷道的断面积、宽度和隔爆水槽形成水雾掩盖巷道断面积。

水槽棚安装 水槽棚的布置形式、基本参数、在巷道网络中的布置位置，直接影响水槽棚的隔爆效果。

布置形式及基本参数 根据水槽棚在巷道中的布置方式分为集中布置、分散布置和旁侧布置3类。

集中布置 将扑灭爆炸火焰所需要的总水量分装在一定数量的架棚架上，并集中布置在离爆源一定距离的一小段巷道内的布置方式（图1）。布置棚架的巷道长度称为棚区长度，主要水槽棚大于等于30m、辅助水槽棚大于等于20m。集中布置方式可以在巷道中形成一个有很强灭火作用的抑制带。棚间距为1.2～3m。

所需总水量按巷道断面上单位面积所需水量计算：

$$M=mS$$

式中M为水槽棚区内用水总量，kg；m为每平方米巷道断面上的水用量，主要水槽棚$m=400kg/m^2$，辅助水槽棚$m=200kg/m^2$；S为棚区内的巷道净截面积，m^2。

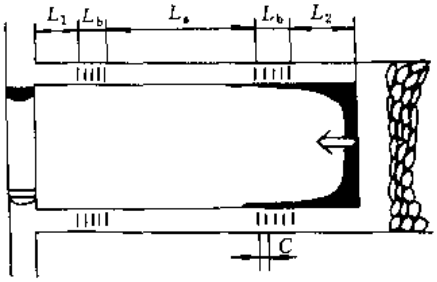


图1 集中布置式水槽棚

L_1、L_2—离巷道交叉口和工作面的距离；L_a—两组相邻棚子的间距；C—两架相邻棚子的间距；L_b—棚区长度

分散布置 将隔爆所需的总水量分装在一定数量的棚架上，一架或两架为1组分散布置在可能发生爆炸的地点以外的200m长巷道内形成保护带的布置方式（图2）。这种布置方式可在较大范围内形成不利于爆炸传播的条件，使爆炸反应的速度逐渐减慢，直至停止；且一旦在保护带内的某点发生爆炸，总是有一至两组棚架处于最佳隔爆距离，隔爆可靠性好。棚组（架）间距为10～30m。特别适合在工作面推进速度快的采区巷道中使用。

所用水量按棚区巷道内每立方米空间的用水量计算：

$$M=m_{分}\cdot L_b\cdot S$$

式中M为水槽棚区内用水总量，kg；$m_{分}$为每立方米巷道空间的水用量，$m_{分}=1.2kg/m^3$；L_b为棚区长度，$L_b\geqslant 200m$；S为巷道净横截面积，m^2。

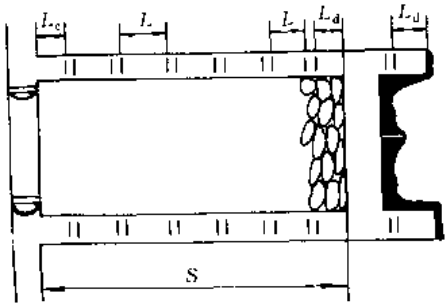


图2 分散布置式水槽棚

S—保护带长度；L_d、L_c、L—离工作面的距离、离巷道交叉口的距离和相邻两组棚架的距离，一般$L_d=L_c-L\leqslant 30m$

旁侧布置　水棚架上的水槽布置在巷道的一侧或两侧，留出一定宽度的行人空间的布置方式(图3)。适宜在低矮巷道中使用。将水槽布置在巷道一侧的，称为单旁侧式水槽棚；将水槽布置在巷道两侧的，称为双旁侧式水槽棚；在单旁侧式水槽棚中，将第一排的水槽靠右（左）帮安装，第二排水槽靠左（右）帮安装，第三排水槽又靠右(左)帮安装，如此交错排列的布置形式，称为正弦式水槽棚。旁侧布置式水槽棚的全部棚架采用集中式安装。

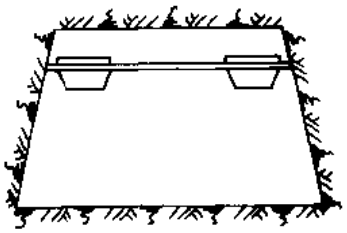


图3　旁侧布置式水槽棚

在巷道中的布置位置　布置位置直接影响到水槽棚的隔爆效果。棚子距可能发生爆炸的地点即爆源的距离，是由爆风与火焰到达棚区的时间差来确定的，即与爆风速度和爆炸火焰传播速度有关。离爆源太远和太近，都会导致棚子不起作用或扑灭爆炸火焰的效果不好。集中式水槽棚，首列棚架离工作面的最小距离不得小于60m，最大距离不得大于200m；分散式水槽棚，首列棚架离工作面的距离为30～90m。在采区工作面巷道里，2组集中式水槽棚之间的最大间距为200m。分散式与集中式水槽棚之间的间距为30～90m。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第三篇)，煤炭工业出版社，1992。

史富川等编，《矿井综合防尘技术与管理》，煤炭工业出版社，1994。

（周莫邦）

shui daipeng

水袋棚　(water bag barrier)　安设于巷道中由多个盛有水的水袋及其安装架组成的阻止瓦斯、煤尘爆炸传播的设施。属被动式隔爆棚。本身没有把水扩散成水雾的动力机构；依靠瓦斯煤尘爆炸时产生的冲击波和爆风，将水袋中的部分水卷吸出来并使隔爆水袋迎风侧的吊环脱钩而使袋里的剩余水倾倒出来扩散成水雾，形成封闭巷道断面的水雾抑制带，由于水雾的吸热降温和屏蔽热辐射效应的作用，当爆炸火焰传播到水雾抑制带时即被扑灭，从而阻止了爆炸继续沿巷道传播。水袋棚的隔爆效果取决于：①爆风与火焰到达棚区的时间差；②火焰到达棚区时，水在巷道断面上的扩散状态及水雾密度；③水雾抑制带的长度；④水袋的断面尺寸、安装方式等技术特性参数。水袋棚只能用作辅助隔爆棚。在中国煤矿中得到了广泛的应用。中国《煤矿安全规程》对水袋棚的设置、水量等作了具体规定。

隔爆水袋　中国煤矿使用的隔爆水袋由2面涂覆塑料的增强塑料布制成，近似半圆柱体形，上方开口，袋的2个对应长边上安装有金属吊环。水袋的断面尺寸、安装方式等技术参数直接影响水袋棚的隔爆效果。隔爆水袋的技术特性参数应满足：①动作（脱钩）所需临界爆风压（静压）不得大于12kPa；②形成最佳水雾状态的动作时间小于等于150ms；③最佳水雾状态持续时间大于等于180ms；④水雾扩散长度大于等于5m；⑤水雾扩散宽度大于等于3.5m；⑥水雾扩散高度大于等于3.2m。

水袋棚的安装　用吊挂方式置于水袋棚架的挂钩上。水袋棚架由2根相互平行的承重梁及联接杆件构成。2根承重梁中心线之间的距离比隔爆水袋的宽度大3～4cm。2根承重梁上的挂钩钩尖相对，挂钩末端紧固在承重梁上，使挂钩受水平推力作用不会发生位移。挂钩钩角成圆弧形，角度60°±5°，钩尖长20～25mm。

布置形式及布置位置　与水槽棚基本相同（见水槽棚）。

沿革　水袋隔爆是日本最先研究的一种独特方式的隔爆方法。中国对水袋棚的研究始于1983年与日本的合作研究，对隔爆水袋结构形状的研究，借鉴了日本的研究成果，批准使用的隔爆水袋有GBSD、GD和SM3种型号：GBSD型容水量分为30kg和40kg，GD型容水量分别为40、60、80kg，SM系列水袋容水量分别为20kg、25kg和30kg。

参考书目

史富川等编，《矿井综合防尘技术与管理》，煤炭工业出版社，1994。

（周莫邦）

shuili chongkong

水力冲孔　(hydraulic flushing in hole)　在具有自喷能力的煤层中打钻孔，利用钻头切割和压力水冲刷煤体，激发喷孔，排出碎煤和瓦斯，释放突出潜

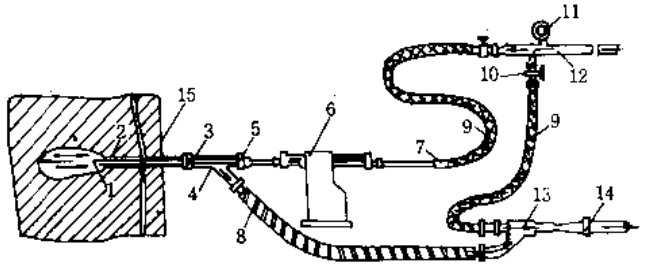


图 1 水力冲孔工艺系统

1—逆止钻头；2—套管；3—钻杆；4—三通；5—安全密封卡头；6 钻机；7—尾水管接头；8—排输胶管；9—供水胶管；10—阀门；11- 压力表；12—供水管；13—射流管；14—排输管；15—煤壁

能，以减少或消除突出危险性的措施。1965 年中国在四川省的南桐鱼田堡矿首次试验成功，现已较普遍采用。适用于煤层在打钻时有自喷（喷煤、喷瓦斯）能力、煤质松软易碎（硬度系数小于 0.5）的严重突出煤层。石门揭煤、煤巷掘进和回采工作面均可采用。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对水力冲孔的适用条件、工艺参数等作了规定。水力冲孔的防突效果取决于选用的工艺参数。

原理 在安全岩(煤)柱的保护下，向有自喷能力的突出危险煤层打钻，用高压水射流在工作面前方煤体内冲出一定的孔道加速瓦斯排放，同时，利用孔道周围煤体的移动变形、应力重新分布导致的喷孔的发生与发展，使煤岩层中蕴藏的潜能释放。

工艺 石门揭煤打穿层钻孔时，利用 4～5m 的岩柱作安全屏障，先钻出直径 108mm、长 0.8～1.0m 的岩孔，然后换直径 90mm 钻头进入煤层；钻头进入煤层后退出钻杆，在孔口安设直径 108mm 套管及三通排煤管(图 1)，三通管的一端接排煤软管、射流泵、输煤管道和煤、水、瓦斯分离器；再换上逆止钻头，并通过三通上的安全密封卡头，送入煤层；在注入压力水时，通过钻头的切割和水射流作用，诱发喷孔，喷出的煤、水和瓦斯由钻杆和套管间进入三通、排煤软管，通过射流泵加压，经输煤管道进入分离器进行分离。套管、三通、密封卡头和逆止钻头都是保证冲孔的安全装置，喷出的瓦斯只能进入排煤管道至分离器。本层钻孔(采掘工作面水力冲孔)是利用煤柱作安全屏障、直接向煤体中打入长 5m、直径 108mm 或 127mm 的套管代替岩孔进行的。

供水压力一般为 3～4MPa，水量 15～20m³/h，射流泵耗水量为 25m³/h。

钻孔布置 根据钻孔的有效影响范围确定。每个钻孔的有效影响范围是：上方 5～8m，两侧 3～6m，下方 2～3m。中国部分矿井水力冲孔影响范围见表 1。

石门水力冲孔时，在石门周边外 3m 以内的范围布孔，一般布置 9 个孔，呈上、中、下 3 排，每排 3 个孔（图 2）。冲孔顺序为：先冲 2、4、6、8 号孔，再冲 1、3、7、9 号孔，最后冲 5 号孔。为了考察冲孔效果，在石门上方和两侧距冲孔边沿孔 4m 处，各打 1

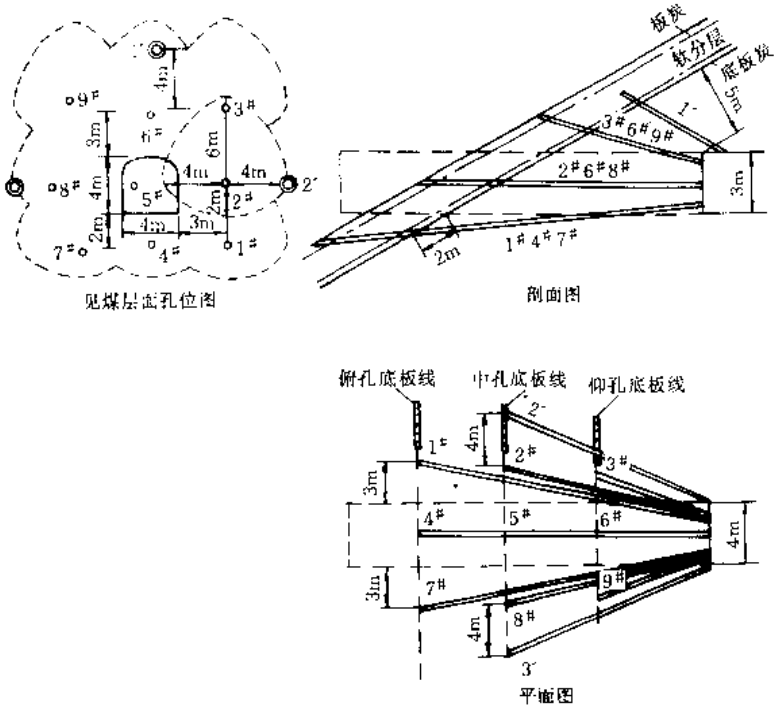


图 2 石门水力冲孔布置图

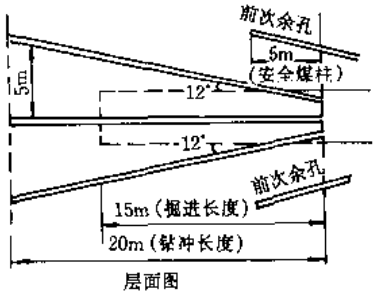
1 号～9 号 冲孔孔号；1'、2'和 3'—测压孔

表 1 中国部分矿井水力冲孔影响范围

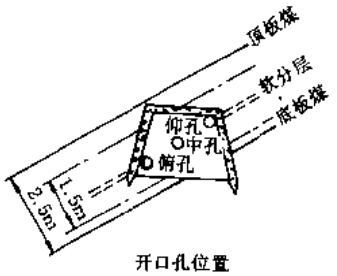
矿井			南桐鱼田堡矿	梅田二矿	涟邵立新矿
煤层倾角/°			±30	多数大于 45	30～45
煤层厚度/m			2.5～3.0	0.2～14.0	1.2～3.0
穿层冲孔影响范围/m		向上	>7	6～8	3.6
		向下	2～3	2～3	
		两侧	±5	4～6	2.2～2.6
本层冲孔影响范围/m	水平孔	向上	5～7	6～8	4～6
		向下	2～3	2～3	2～4
		前方	很小	1～2	1～2
	倾斜孔	左右	±5	4～6	
		前方	3～5	2～3	

个测压孔，预先测定煤层瓦斯压力。

煤巷掘进时，一般布置 3 个扇形钻孔（图 3），孔底间距 5m 左右，冲孔长度 15～20m，最小超前 5m，在煤层较厚、遇地质构造和煤层变化时，可适当增加钻孔数。



层面图



开口孔位置

图 3 煤巷水力冲孔布置示意图

回采工作面可沿煤层倾斜或走向平行布孔（图 4），孔间距 8～10m。

效果 据不完全统计，自 20 世纪 70 年代中国应用此法已在 20 个矿井中安全揭开突出危险煤层 100 多次、掘进煤巷 10000m 以上，回采工作面产煤 1Mt 以

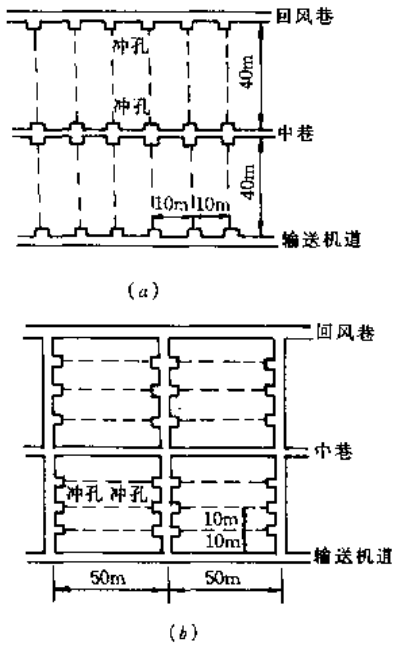


图 4 回采工作面水力冲孔布置示意图

上，掘进煤巷速度达 50～60m/月，最高达 80～100m/月。

根据中国南桐矿务局鱼田堡矿的统计资料，石门揭煤时，钻冲出的煤量一般都大于 50t，钻冲揭煤全过程约 1 个月左右。煤巷掘进时，钻冲喷煤量约占其影响区煤量为 3%，瓦斯量占影响区煤层瓦斯含量的 50%以上，钻冲 20～25m 深的一个孔的全过程一般不超过 8h。钻冲影响范围内煤层透气性约增大 100 倍，煤体的膨胀率为 3.1%，孔道周围 5m 左右煤体水分增高 1%～4%。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵金福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

于不凡等编，《煤矿瓦斯防治技术》，中国经济出版社，1987。

（陈 锐）

shuili gefeng chouwasi fa

水力割缝抽瓦斯法 （gas drainage by hydraulic cutting） 应用水力切割技术提高低透气性煤层瓦斯抽出量的技术措施。为强化抽放法的一种。水力割缝有连续钻割和非连续钻割 2 种工艺流程。钻割装备由高压供水设备、射流器、钻割推进装置和煤

水气导流装置4部分组成。割缝效果取决于煤的硬度、水射流压力、水流量和切割速度等参数。水力切割技术是在钻孔中应用高压力、小流量水射流切割煤体并从钻孔中排出破碎的煤，沿煤层面形成扩张的扁平空洞，使煤体在流变和地压作用下卸压，从而提高煤层透气性。此法最先在乌克兰顿巴斯矿区试验应用，中国于20世纪70～80年代作为一项低透气性煤层强化抽瓦斯技术在鹤壁、白沙、焦作等矿区试验应用，均获得良好效果。

水力割缝工艺流程 包括打钻和割缝2道工序。按照钻割工序的配合关系，水力割缝有连续钻割工艺和非连续钻割工艺2种。连续钻割工艺是在钻头后部预装专门的射流器，在钻孔打到预定深度后，通过向钻杆中心投球封堵钻头出水口，使射流器上对称的2个喷嘴口打开形成水射流，并在钻割推进装置带动下沿钻孔后退切割，从而达到前进打钻和后退切割两道工序连续作业的目的。非连续钻割工艺是在钻孔打到预定深度后，在钻割推进装置带动下退出钻杆，用专门的射流器换下钻头并再送入孔底，然后再在钻割推进装置带动下作后退切割；其射流器简单，钻割推进装置得到了简化、并可用普通钻机代替。

水力割缝装备系统 由高压供水设备、射流器、钻割推进装置和煤水气导流装置4部分组成（图1）。

高压供水设备 通常选用6SB型或其它柱塞型

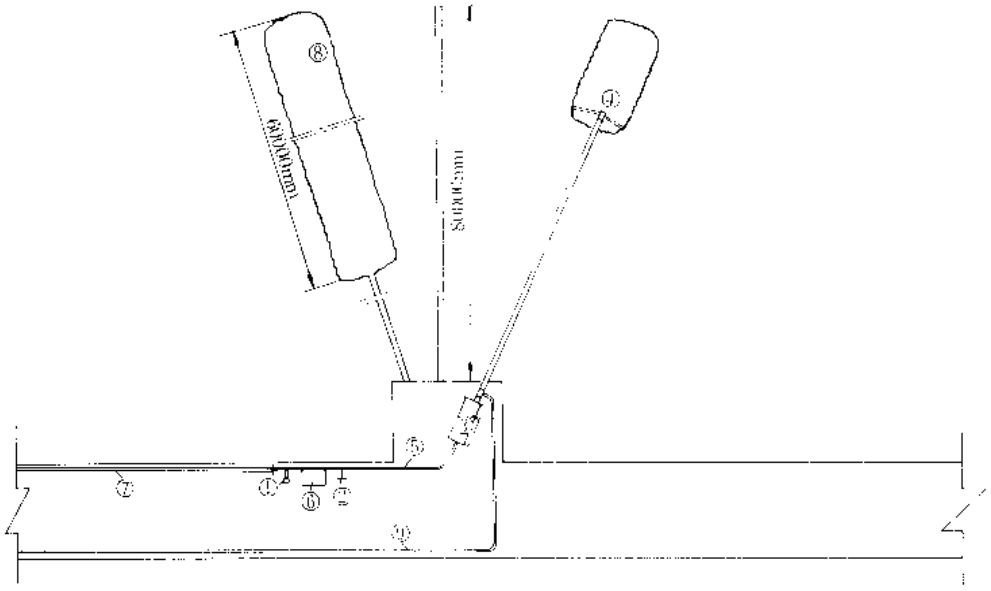


图1 水力割缝卸压抽放瓦斯系统平面示意图

①—压力表；② 高压阀；③—钻割推进装置；④ 射流器；⑤ 高压胶管；⑥—液压系统；⑦—供水管；⑧—割成的缝；⑨—煤水排送系统

高压水泵。泵压和泵流量依照煤层强度选定。

射流器 用来完成钻割工艺的专门装置。有活塞式和弯管式2种。活塞式用于连续钻割工艺，弯管式用于非连续钻割工艺，均装有2个直径为4mm圆锥形喷嘴。

钻割推进装置 由多级涡轮钻具、液压泵、油箱与控制箱以及推进部件构成。涡轮钻具接于射流器后由压力水驱动，带动钻头完成前进打钻。液压推进部件通过液压缸带动钻杆完成前进后退动作。

煤水气导流装置 为三通管结构，临时固定在孔口，用于钻割时将煤水气导流至巷道内适当的地方。

水力割缝参数 主要参数有水压力、水流量和切割速度，不同参数的割缝效果见表1。水力割缝后，煤层透气性增大了8～23倍、瓦斯抽出量增加了1.7～2.8倍、卸压影响半径达到4～10m，瓦斯抽放效果得到了明显提高。在瓦斯抽出量提高的情况下，割缝钻孔的瓦斯抽放衰减率（钻孔瓦斯流量的减少速率）与未割缝钻孔基本相同。

水压力　取决于煤的硬度，最小水压力不得小于8MPa。提高水压力可以加大缝的尺寸。在煤的坚固性系数 f 为 0.2～1.1 的软和中硬煤层中，水压力为 8.5～16MPa。

水流量　通常不应小于 10～15m³/h，以便达到必要的切割能量。

切割速度　一般保持在 60～90m/h 即可达到有效利用射流打击力和充分排出钻孔中煤屑的目的。

表 1　射流参数与割缝效果（喷嘴直径 4mm）

煤的硬度 f	切割速度 /（m/min）	水压力 /MPa	割缝效果	备注
0.67	0.20	7	开始形成缝	鹤壁四矿资料
0.67	0.20	9	缝深 0.8m、高 0.2m	
0.90	0.20	8	开始形成缝	
0.90	0.20	11.5	缝深 0.4m、高 0.11m	
1.10	0.20	9	开始形成缝	
1.10	0.20	10.5	缝深 0.2m、高 0.2m	
0.4	0.6～1.2	35	缝深 0.7～1.1m	里王庙矿资料
1.3（煤试块）	1.0	40	缝深 0.3m、试块被击碎	
石灰岩、砂岩试块	1.0	40	缝深 0.4m	
0.6～0.7	1～1.5	10	缝深 0.35～0.4m、高 0.1m	鹤壁二矿资料
0.6～0.7	1～1.5	11	缝深 0.4～0.45m、高 0.11m	
0.6～0.7	1～1.5	14	缝深 0.7m、高 0.18m	
1.0	1～1.5	12～18	缝深 0.5m	

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

于不凡等编，《煤矿瓦斯防治技术》，中国经济出版社，1987。

（哈明洁）

shuili yalie chouwasi fa

水力压裂抽瓦斯法　(gas drainage by hydraulic fracturing)　利用高压水或其他高压液体压开煤层形成裂缝，并加入支撑剂，提高煤层排放瓦斯能力及抽瓦斯效率的技术措施。是用于低透气性煤层的强化抽放瓦斯方法之一。水力压裂法原为提高低渗透率油气田产量的重要措施，在石油工业中被普遍应用，能提高钻孔采油量百分之几十到几十倍以上；于 20 世纪 60 年代开始应用于煤矿，用以提高煤层瓦斯抽放率。其工作原理与压裂油层相同，但由于煤层松软，支撑剂易嵌入煤体而失去支撑作用，且压裂液进入煤层后不易排除，在技术上较压裂油层更为复杂。水力压裂抽瓦斯的效果取决于煤层地质条件和水力压裂工艺等因素。

20 世纪 60 年代苏、美、西德、澳大利亚等国先后开始水力压裂煤层的试验。苏联用高压水作压裂液，在卡拉甘达矿区压入 50～70m³ 砂子和 700～1000m³ 水，钻孔瓦斯流量比压裂前提高了 20～40 倍，瓦斯抽放率可达 50%～60%；美国用水作压裂液时，煤层透气率提高了 8 倍、瓦斯流量增加 5～20 倍，试用氮气泡沫溶液作压裂液时，瓦斯抽出量大幅度上升；西德用低沸点的化学挥发液作压裂液，压裂后，压裂液与瓦斯一起由钻孔排出，钻孔瓦斯流量为 0.6m³/min。中国从 20 世纪 70 年代初开始在湖南白沙、阳泉、抚顺等 10 余个矿区进行了试验，试验结果见表 1。

分类　水力压裂法有从地面向煤层打钻孔进行压裂和从井下打钻进行压裂 2 种。美国多用地面钻孔法，原苏联和中国 2 种方法都用。

原理　以大于煤层地应力的压力和煤层自然吸水速度的高排量，利用水泵将压裂液压入煤层，使煤层破裂或沿煤层层理、节理裂开，形成压裂缝，并在压裂液中加入支撑剂，以阻止煤层的弹性恢复造成裂缝闭合，起到贯通煤层中纵横交错的节理和小裂隙的作用，形成排瓦斯通道，提高煤层的渗透能力、增加瓦斯排放

表 1 中国煤矿水力压裂工艺参数及抽放瓦斯效果

有关参数 / 压裂钻孔号		煤层自然条件				水力压裂工艺参数				压裂液	压裂前后钻孔瓦斯抽放量/(m³/min)			抽排总量/(10⁴m³)
		距地面垂深/m	钻孔穿煤厚度/m	煤层瓦斯含量/(m³/t)	煤层透气性系数/mD	破裂压力/MPa	最大排量/(m³/min)	总水量/m³	加砂量/m³		非压裂钻孔抽放量	压裂后最大瓦斯抽放量	提高倍数	
阳泉一矿	井下1号孔	400～430	2.2	20.3	0.0002	25	0.63	92.2	3.3	清水	压裂前后钻孔瓦斯抽放量均很小			
	井下2号孔					25	0.67	193	2.9					
	井下3号孔					25	0.70	175.4	5.8					
	井下4号孔					25	0.53	110	1.0					
白沙红卫煤矿Ⅵ煤层	地面1号孔	160～200	12	14.3	0.009	10	0.55	253.2	7.1	清水	井下抽放孔一般为0.03	0.5	16	16.29
	地面2号孔		14.5			7	0.69	291	4.0			0.7	23	
	井下1号孔		11.9			9	0.60	76.2				0.4	13	
	井下2号孔		9.8			9.5	0.60	71.9				4.8	160	
	井下3号孔		2.4			10	0.92	235.1				1.0	33	
	井下9号孔		8.5			10	0.80	66.0				0.44	14	
抚顺北龙凤井	地面4号孔	480	28.7	6.5	1.26	11	2.2	131.1	11.8	田青冻胶	井下抽放孔一般为0.01	1	100	162
	地面5号孔	471	20.9			20	2.1	431.7	25.2	清水		0.4	40	
	地面6号孔	478	22.1			17	2.0	256	10.7	清水		0.1	10	
焦作中马村矿大煤	地面13号孔	336.5	7.27	20	0.6	7～10	1.48	150.2	89.2	清水泡沫液配气	0.0074	0.41	55	16.9
	地面15号孔	319.7	4.91			7～10	1.84	198.2	94.5		0.0015	0.12	80	6.5

量、延长排瓦斯时间。

水力压裂的裂缝局限于煤层内部，裂缝沿煤层的可能延深方向与采区地质构造应力状态有关，可能沿节理或节理面伸展、或垂直于最小水平力(主应力)、或平行于阻力最小的路径。在整个钻孔压裂区内，所有压裂钻孔几乎都是以一个方向向邻近地区延伸。裂缝的长短取决于压裂液的注入速度、注入量、流动性及煤层的破裂压力。用低粘度压裂液能产生较长裂缝，有更好的压裂效果。水力压裂对顶底板岩层的稳定性和采掘作业没有影响。中国水力压裂试验表明，当水压约为地层压力 2～2.5 倍、排量在 0.5m³/min 以上时能压开煤层形成裂缝，有水平层面的水平裂缝、也有树枝状的倾斜裂缝，最大压裂范围为 100m。

工艺流程与效果 水力压裂抽瓦斯的效果取决于煤层地质条件、水力压裂的工艺流程及工艺参数。水力压裂的工艺流程是：打钻孔→压注压裂液（前置液）压开煤层→压注携带支撑剂（石英砂或其他）的压裂液，将支撑剂充入裂缝→压入替置压裂液将支撑剂推入裂缝深处→迅速连续排出压裂液。中国抚顺北龙凤矿井水力压裂施工系统如图 1 所示。原苏联井上下钻孔都用，以井下钻孔为主，其井下钻孔布置形式如图 2 所示，a、b、c 三种方式较好，而 d、e 方式打钻与封孔都较复杂，且需专门排水。

压裂液多为高压水，美国曾用过油和氮气泡沫溶液作压裂液，原西德曾用低沸点化学挥发液作压裂液。美国在匹兹堡煤层采用的压裂液压力为 3.5～11.2MPa，注入速度 72～120m³/h，每孔注入水量 38～56m³，单孔瓦斯量达 0.24～1.4m³/min，比压裂前增加 5～20 倍；泡沫压裂液效果比水压裂效果更好，可使钻孔单孔流量增加 6～197 倍。原苏联在卡拉干达煤田一些瓦斯很大的矿井，从井下巷道进行水力压裂获得较好的效果，水力压裂工艺参数为压力 5～18MPa、压水量 0.42～0.67m³/min、每孔注入水量 20～210m³（不加支撑剂），在排放时间 1～17 个月时，单孔抽出瓦斯量 0.8～37.5×10⁴m³，见表 2。

目前，煤层地面钻孔水力压裂的工作排量已达 2

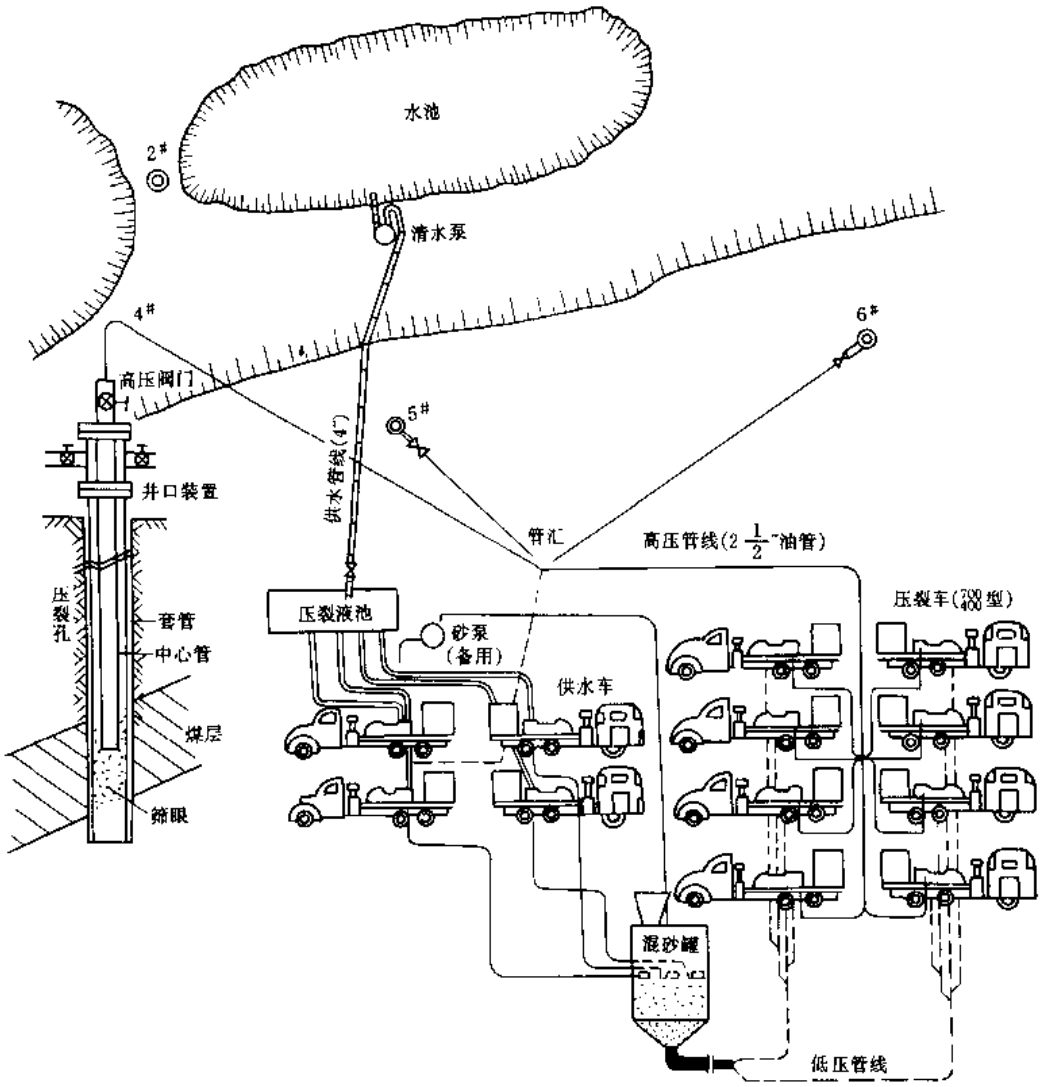


图 1　中国北龙凤井煤层地面钻孔水力压裂施工系统示意图

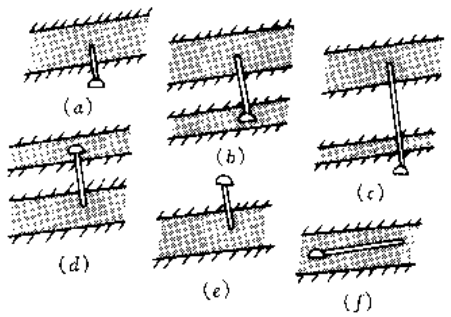


图 2　原苏联井下煤层水力压裂钻孔布置

a—从抽放层的岩石平巷打钻孔；*b*—从下层的煤层巷道打钻孔；*c*—从下层的岩石平巷打钻孔；*d*—从上层的煤层巷道打钻孔；*e*—从上层的岩石平巷打钻孔；*f*—沿抽放层打钻孔

～4m³/min、每次压裂的加砂量 10～25m³、一次压裂的总注液量为 200～500m³。

发展趋势　国内外利用水力压裂提高本煤层瓦斯抽放量虽取得一定效果，但美国、原苏联、中国等国家在有些试验应用区均出现过无效果或效果不大的情况，因而，在理论上和工艺上都需继续深入研究；诸如水力压裂法最适用于何种煤层、压裂液和支撑剂的选择、工艺流程及工艺参数的合理确定、压裂裂缝的控制等均需从理论上和实践上作进一步探讨。

参考书目

煤炭科学研究院抚顺研究所译，《煤矿瓦斯抽放技术译文集》，煤炭工业出版社，1984。

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

表 2　原苏联井下水力压裂工艺参数及抽放瓦斯效果

矿　井	水平、翼、煤层	钻孔数	注入的液体量/m^3	水力压裂的压力/MPa	钻孔抽放的时间/d	抽出的瓦斯量/(10^4m^3)
通过岩石钻孔进行的水力压裂						
柯斯琴科矿	k_{12}煤层东翼一水平	2	36～135	9～12	98～202	3.02～19.4
沙朗矿	k_{12}煤层北翼三水平、东翼二水平	2	125～144	12～14	82～223	2.31～8.75
卡拉干达矿	k_{12}煤层北翼四、五水平	9	53～210	8～14.5	30～477	0.8～22.7
斯达汉诺夫矿	k_{13}煤层西翼 14、15 水平	10	20～134	6～15.5	212～417	2.3～18.85
阿巴依矿	k_{13}煤层西翼三水平	2	124～129	10～11.5	395	31.49～37.57
楚鲁巴矿—努林斯克矿	k_{13}煤层西翼二水平	5	105～120	9～15		
通过煤层钻孔进行的水力压裂						
阿巴依矿	k_{10}煤层东翼三水平	4	85～100	7～9.5	417～456	16.79～25.62
阿巴依矿	k_{12}煤层东翼三水平	9	40～100	6～12	76～183	4.06～11.62
斯达汉诺夫矿	k_{13}煤层西翼 16 水平	10	37～120	9～17	139～394	2.71～12.7
哥尔巴卓夫矿	k_4 煤层东翼 7 水平	2	35～135	12～15	195～212	2.72～5.23
索库尔斯克矿	k_{12}煤层西翼五水平	7	40～120	5～18	223～365	1.63～4.44
十月革命 50 周年矿	k_{12}煤层东、西翼四水平	7	76～120	9～15	206～520	3.19～20.62
索库尔斯克矿	k_{10}煤层西翼四水平	7	100～107	8～12	155～201	1.38～2.47

于不凡等编，《煤矿瓦斯防治技术》，中国经济出版社，1987。

（屠锡根　方裕璋）

sushengqi

苏生器　(resuscitator)　对中毒或窒息的伤员自动进行输氧或人工呼吸的急救器具。矿山救护队主要装备之一。有手捏胶球式、摇臂架式、气动控制自动式和气动逻辑元件控制自动式 4 种。手捏胶球式和摇臂架式属早期产品，气动控制自动式应用普遍，气动逻辑元件控制自动式正在逐渐推广应用。中国《煤矿救护规程》对各级救护队应配备的数量作了规定。

手捏胶球式苏生器　器上设进气和出气阀。手捏胶球时，进气阀打开，同时阀片把出气口盖住，胶球内气体经导管和半面罩进入人的呼吸道；放松胶球时，进气阀片在阀片后的弹簧力和胶球松开时产生的负压作用下盖住进气口，出气阀在呼气的作用下被推开，呼气排至大气。胶球上如连接氧气导管，可进行富氧苏生。

摇臂架式苏生器　苏生时，将伤员放躺在摇臂架的卧板上，输氧器上的半面罩戴在伤员的口鼻上，并将伤员的左右手腕绑在摇臂架的两侧，当举起或放下摇臂架时，人胸部就随之扩张或收缩，富氧空气就从输氧器经半面罩输入人肺、肺中气体即会经半面罩排出，从而形成人工呼吸。

气动控制自动苏生器　利用压力氧气控制的气动肺对伤员肺腔实施强迫的充气与抽气，自动进行人工呼吸的苏生器。中国生产有 ASZ－30 型自

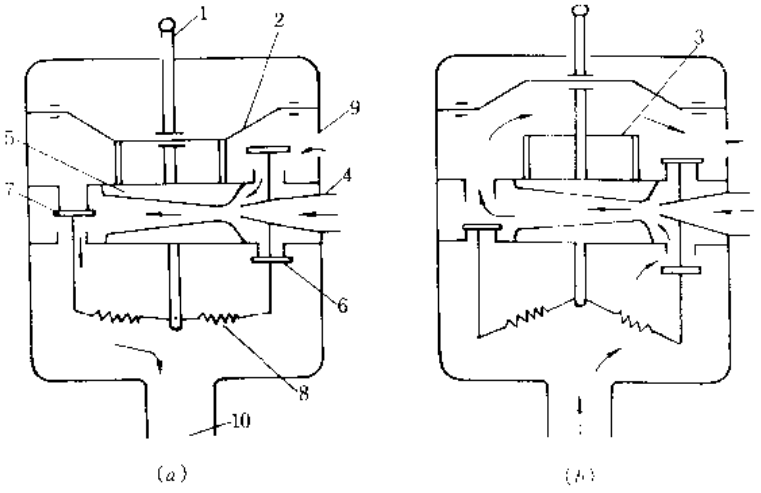


图 1　ASZ－30 苏生器气动肺作用原理示意图

a—充气阶段；b—抽气阶段

1—变换杆；2—隔膜；3—换位器；4—喷嘴；5—引射器；6—抽气控制阀门；7　充气控制阀门；8—弹簧及连杆；9—通气孔；10—同半面罩的接口

动苏生器，苏联有ГС—10型自动苏生器。

ASZ—30型自动苏生器　是中国矿山救护队常用的一种苏生器，为中国生产，具有体积小、质量轻、携带方便、操作简单、不用电源的特点，特别适合于矿山救护队在井下使用。其构造及组成部件如彩图98所示。氧气瓶输出的高压氧气经减压器、配气阀、导管进入气动肺，当氧气经气动肺的喷嘴高速流入引射器时，产生负压，盒内的隔膜在大气压力作用下向下运动压住限位器并带动变换杆向下运动（图1*a*），使弹簧及连杆把充气控制阀门的上口关住、下口开启，同时把抽气控制阀门的下口关住、上口开启，这样外部空气在引射器的负压作用下即从通气孔进入，并经充气控制阀门下口、半面罩接口进入半面罩和伤员肺中；充气到规定正压后，隔膜在正压作用下向上鼓起（图1*b*），使变换杆向上运动，将充气控制阀门的下口闭住、上口打开，抽气控制阀门的上口闭住、下口打开，在引射器产生的负压作用下，人肺中的气体即会从半面罩的接口经抽气控制阀门下口、充气控制阀门上口从通气孔排出。如此对伤员肺部充气和吸气动作就形成了自动的人工呼吸过程。从导管进入气动肺的氧气流量约为6L/min。

主要技术参数　见表1。

表1　ASZ-30苏生器主要技术参数表

项目		单位	数值
氧气瓶	容积	L	1
	工作压力	MPa	20
人工呼吸工作参数	充气压力	Pa	1960～2450
	抽气负压	Pa	−1470～−1960
	换气量调节范围	L/min	12～25
自主呼吸给氧量		L/min	≥15
抽痰吸引负压值		kPa	≥60
工作时间（使用自带氧源）		min	30
外形尺寸		mm	335×245×140
质量		kg	6.5

操作过程　苏生前，应先将伤员置于新鲜空气处，并解开上衣、盖上棉被（或毛毯），肩部垫高10～15cm，使伤员头向后仰，脸转向一侧，以利呼吸道畅通；然后将开口器从嘴角处插入齿间，并拧动螺丝使嘴张开；再用拉舌器拉出舌头，并用医用纱布裹住食指清除口内污物；再从鼻孔插入从吸痰瓶引出的吸引管，并打开引射器，把气管内痰液抽出；再向已张口的嘴中插入导咽管，取下拉舌器，送回舌头和拔出吸引管；最后把接上气动肺的半面罩戴在伤员口鼻上，并绑上头带，进行苏生。苏生到肺部有明显起伏，气动肺出现紊乱动作时，要减少充气流量，并调慢频率，当频率在8min^{-1}以下仍出现紊乱动作时，说明伤员已恢复自主呼吸，应改用输氧，此时取下气动肺，把导管同呼吸阀及储气囊相连接，再把呼吸阀接在半面罩上向伤员输氧。

ГС—10型自动苏生器　为原苏联生产的一种苏生器，其气动肺只在充气阶段向伤员肺部供气；而在抽气阶段停止供气，依靠肺部弹力排出呼气。这种苏生器主要供肺或气管有内伤出血的伤员苏生，以避免苏生时的抽气负压造成出血量扩大而加重伤情。ГС—10型苏生器可以从一台氧气呼吸器气路中吸入氧气，作为苏生用气源，而伤员的呼气则排到同一呼吸器的清净罐中，在吸收掉二氧化碳后进入气囊，再供苏生用，由于整个过程是在闭路系统中进行的，所以可以在灾区内使用。

气动逻辑元件控制的自动苏生器　利用气动逻辑元件控制的时间断续器来调节人工呼吸的压力、换气量及频率，实施自动人工呼吸的苏生器。德国Dräger公司出品的Oxylog苏生器利用受气动逻辑元件控制的可自由调节的时间断续器来控制人工呼吸的变换，可以用手调节旋钮控制苏生时的呼吸量和呼吸频率。当把控制机构调节到氧浓度为50%苏生时，应在新鲜空气区使用；当调节到氧浓度为100%时，可在灾区内

苏生。由外接气瓶、减压器、连接导管、Oxylog 控制器、呼吸软管及带呼吸阀的半面罩组成。工作压力为140kPa，逻辑元件耗氧量为 0.5L/min，每分呼吸量为2～20L/min，苏生时的充气压力为 0～4900Pa，呼吸次数为 10～35 次/min，质量为 2kg。

在 Oxylog 仪器基础上，Dräger 公司还出品有 Oxylog LA 苏生器。这种苏生器上增设了一自动补给供氧阀，当伤员自主呼吸开始建立后，可逐步由自动补给阀供氧，此时应逐步调小苏生呼吸量和呼吸次数，直至最后停止全部由自动补给阀供氧。英国的 Maxaman 苏生器的工作原理同 Oxylog LA 一样，但在伤员出现自主呼吸时，其自动补给阀的供氧和气动逻辑元件控制的苏生的相互调节，可完全自动进行，不用人在伤员身边监控。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

Г. Г. Соболев，《ГорноСпасательное дело》，Недра，1979.

（施申忠）

sushengqi xingneng jianchayi

苏生器性能检查仪 (the test instrument for resuscitator) 检测苏生器技术性能参数的仪器。中国生产有 AJ－1 型自动苏生器检验仪，专供检查 ASZ－30 型自动苏生器的技术性能，也可用于测量其它仪器的正、负压力值及气体流量。

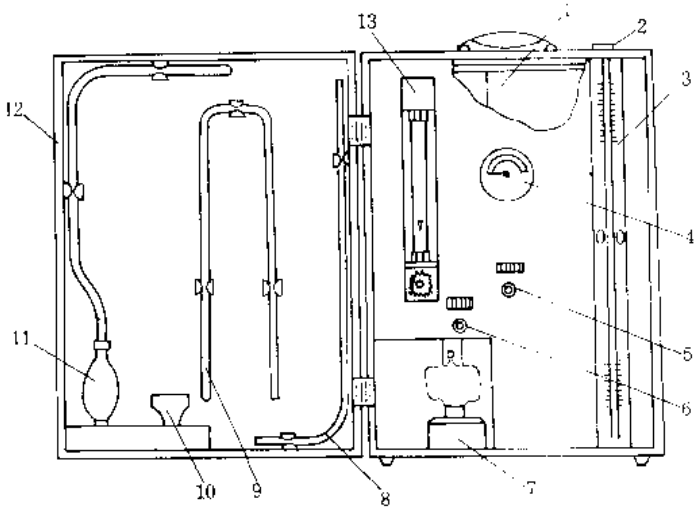


图 1 AJ－1 自动苏生器检验仪

1—水肺；2—护盖；3—刻度标尺；4—真空表；5—测负压接头；6—测流量接头；7—水肺盒；8—测流量胶管；9—测引射负压胶管；10—注水漏斗；11—吸水球；12—外壳箱体；13—流量计

结构 检验仪由水肺、检读压力的刻度标尺、真空表、流量计、水肺盒、注吸水用的工具以及外壳箱体等组成，如图 1 所示。检验仪直接用真空表和流量计测定自动苏生器引射负压和流量，利用特制的水肺盒和反映其压力的水柱压力刻度尺测定自动肺部件的充气和抽气压力。

主要技术参数 见表 1。

表 1 AJ－1 型自动苏生器检验仪技术参数表

指　　标	单　位	数　　值
正压力测量范围	kPa	1.76～3.33
负压力测量范围	kPa	－2.84～－1.27
真空度测量范围	MPa	－0.1～0
气体流量测量范围	L/min	1.6～16
质　　量	kg	7.5

使用方法 仪器放置于工作台上处于水平状态后，用注水漏斗向水肺内注水，直至水位达到刻度标尺的零位线上，然后进行各种参数的检测。

减压器输出流量的检查 直接将自动苏生器的气体分配阀的输气导管连接在 AJ－1 型检验仪的测流量接头上，打开自动苏生器的氧气瓶开关，从流量计读出流量值判断减压器输出流量是否准确。

气动肺充气和抽气压力的检查 首先应将减压器(连同自动肺喷嘴一起)的输出流量调整在 6L/min 上，然后再将喷嘴连接到气动肺上，最后将气动肺插到 AJ 1 检验仪的水肺盒上；从检验仪上的水柱压力刻度尺上读取充气和抽气压力。

气动肺充气安全阀和抽气安全阀的动作压力检查 在气动肺正常动作情况下，用手强行控制其活动标杆的位置，当标杆被压在低位时，刻度标尺上水柱的读数值即为充气安全阀的动作压力；当标杆被提升在高位时，刻度标尺上水柱的读数值即为抽气安全阀的动作压力。

引射器引射负压的检查 首先标定引射器喷嘴的流量，即打开自动苏生器氧气瓶开关，用手指堵住引射器的吸入端口，将

引射器的出气端口连接在检验仪的测流量接头上，调节减压器的调节帽，使流量调定为 6.0L/min；然后再将引射器的吸入端口松开，并将其连接到检验仪测负压的接头上，此时检验仪真空表的指示值即为引射负压值。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（金百考）

T

tanxiansheng

探险绳 (exploratarg rope) 矿山救护小队在进入有烟雾的灾区进行侦察或处理事故时使用的一种安全联络工具。分为长距离敷设的引路线和救护队员间用的联络绳2种。引路线是为了使队员沿着巷道一侧向同一方向前进，并保持彼此在视听距离内而临时敷设的绳索；一般用线绳，也可用电线代替，平时缠在绕线轮上；敷设时，在进入灾区前，先将绳的一端固定在灾区外无烟雾的巷道中，进入灾区后边探查前进边将绳吊挂在巷道一侧，终端固定在目的地附近。联络绳用于在烟雾较大、地形十分复杂的灾区巷道中前进时；其是为了避免救护队员行进中掉入暗井、溜煤眼及陷入淤泥之中；绳长2m，两端带弹簧钩；队员之间用联结绳互相连结后，当发生意外时，可得到及时救护。联结绳平时由队员个人保管。中国《煤矿救护规程》对探险绳的配备与使用作出了规定。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《煤矿救护规程》，煤炭工业出版社，1995。

（丁世孝）

tongfengji lianhe yunzhuan

通风机联合运转 (multiple-fan systems) 两台及两台以上的通风机在同一通风网络上共同作业的方式。通风机联合运转的形式有主要通风机间联合运转、主要通风机同辅助通风机间联合运转、局部通风机间联合运转几种。矿井存在的自然风压相当于一台风机，其与主要通风机间是一种联合运转关系。

一般矿井开采范围大、通风系统复杂、需风量多、单台风机作业不能满足生产要求或者受到开采布局、防止煤炭自然等因素的限制时，采用多台主要通风机或主要通风机同辅助通风机联合运转的作业方式。在瓦斯涌出量大、掘进距离长的独头掘进巷道中，通常采用多台局部通风机联合运转的作业方式。通风机联合运转方式分为并联、串联和串并联3类。并联和串联运转方式应用较多。

并联运转 两台及两台以上的风机吸风口或出风口直接或经过一段井巷连结在一起的工作方式。并联运转的目的是增加风网中的风量。它分为集中并联和分散并联2种。通风机在同一井口或风筒口并联的运转方式叫集中并联；通风机分散在不同井口运转的并联方式叫分散并联。

集中并联运转 风机吸风口或出风口直接连结在一起的工作方式。当开拓掘进巷道或通风系统只具有一个总回风（或总进风）通路，而需风量很大、一台通风机满足不了要求时，采用2台风机集中并联的作业方式。瓦斯涌出量大、大断面掘进井巷中，有时采用局部通风机集中并联的作业方式，以满足风量的要求。

集中并联时各风机的静压相等，风网中的风量等于各风机的风量之和。集中并联的结果有3种情况：①并联有效。即联合运转后总风量增加；②并联无效。即联合运转后总风量没有变化；③并联有害。即联合运转后，总风量不但未增加、反而减少，且出现小能力风机反向进风的现象。并联运转的效果取决于各风机的性能和风网风阻的大小。如图1所示，Ⅰ、Ⅱ分别为2台风机的风压特性曲线，R为矿井总风阻曲线，按"风压相等、风量相加"的原则将曲线Ⅰ、Ⅱ合成得（Ⅰ+Ⅱ）合成曲线，通过合成曲线与R的交点作水平线与Ⅰ、Ⅱ的交点M_1、M，即为2台风机并联运转时的工况点，Q_1、Q和H_1、H为工况点相应的风量和风压。从图中看出，风机并联运转的总风量（Q_1+Q_1）小于2台风机单独运转于该网络之风量和（Q_1+Q_2）。当矿井风阻较大（如图1中的R'）、而2台风机的特性不相同时，其中能力较小的风机风量可能变为负值（图中的Q'_1），且出现不稳定运转的现象。集中并联的联合运转方式要求各风机的能力相差不太大、风网风阻也不宜过高；具有马鞍形风压曲线的风机并联运转时，应特别注意分析其稳定性，防止出现风机不稳定运转（喘振）。新设计矿井不能采用主要通风机集中并联运转，改扩建矿井只能作为临时性增风措施。

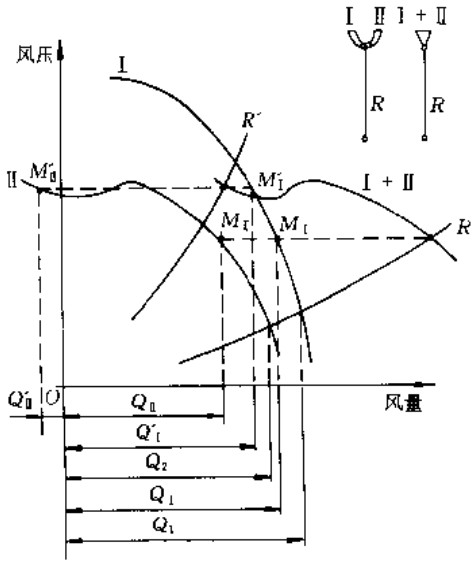


图 1　2 台风机集中并联运转状况

分散并联运转　风机吸风口或出风口经过一段井巷后再连接在一起的工作方式。矿井主要通风机间的分散并联形式有分区抽出式和两翼对角抽出式等。分散并联的效果有有效、无效和有害 3 种：有效表明风量增加；无效表明风量没有变化；有害表明风量不仅没有增加，反而下降，甚至导致能力小的风机出现反向进风现象。如图 2 所示，2 台风机的风压特性曲线分别为 Ⅰ、Ⅱ，两翼的风阻曲线分别为 R_1、R_2，共用段风阻曲线为 R_0。Ⅰ与 R_1、Ⅱ与 R_2 按“风量相等、风压相减”的原则进行合成，得曲线 Ⅰ′与 Ⅱ′，再按“风压相等、风量相加”的原则得合成曲线（Ⅰ′＋Ⅱ′）；通过曲线（Ⅰ′＋Ⅱ′）与 R_0 的交点 M_0 作水平线与 Ⅰ′、Ⅱ′的交点再作的垂线与曲线 Ⅰ、Ⅱ的交点 M_1、M_2 即为两风机的工况点，Q_1、Q_2 和 H_1、H_2 为工况点相应的风量和风压。如果矿井的一翼需要增加风量，风机 1 采用增加转速或增大动叶安装角措施、特性曲线由 1 变至 1_1 后，工况点相应的由 M_1 变至 M_1'，风量由 Q_1 增至 Q_1'；风机 Ⅱ 的工况点由 M_2 变至 M_2'，风量由 Q_2 降至 Q_2'，矿井总风量由 Q_0 增至 Q_0'，$(Q_0'-Q_0)<(Q_1'-Q_1)$。风机联合运转中，这种一台风机风量增加导致另一台风机风量下降的现象称之为“干扰”。共用段风阻 R_0 愈大，风机 Ⅱ 的风量下降愈多；当 R_0 大到某一值时（图中的 R_0'），风机 Ⅱ 的风量接近于零，甚至为负值（图中 Q_2''）。为保证联合作业的稳定和有效，应尽量降低共用段风阻，尽可能采用能力相等的风机；如果需要较大幅度增加全矿总风量，应首先考虑同时

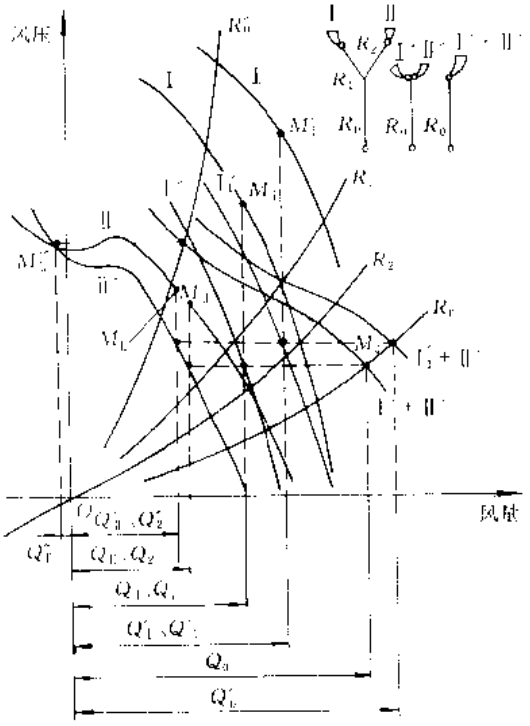


图 2　2 台风机分散并联运转状况

调整 2 台风机。

串联运转　一台通风机的吸风口直接或通过一段井巷连接到另一台风机的出风口的工作方式。串联运转的工作方式用于通风网络的阻力大、单台风机不能满足需要的条件下。串联运转的任务是增加风压，克服网络阻力，保证供风量。风机串联运转时，通过网络的总风量等于每台风机的工作风量，各风机的工作风压之和等于所需克服的风网阻力。主要通风机间串联工作方式较少，有压、抽式通风方式，即一个井口压入式通风和另一井口抽出式通风的联合运转方式；辅助通风机与主要通风机间是串联运转；自然风压与主要通风机间也属串联运转范畴。煤矿独头长距离掘进通风中，可能采用 2 台或多台局部通风机串联运转的工作方式。风机串联运转形式有集中串联和分散串联 2 种，集中串联运转方式仅出现在局部通风机的联合运转中。

集中串联运转　一台局部通风机的吸风口直接或通过一段短风筒联结到另一台局部通风机的出口、同时运转的联合方式。如图 3 所示，两台不同型号的通风机 F_1 和 F_2 的风压曲线分别为 1 和 Ⅱ，根据“风量相等和风压相加”的原理，得到的 F_1 和 F_2 两风机串联工作

的等效风机特性曲线、即合成特性曲线为Ⅰ＋Ⅱ。串联等效风机的工况点是风网特性曲线 R 与串联合成特性曲线Ⅰ＋Ⅱ的交点 M_0；过 M_0 作横坐标的垂线，与曲线Ⅰ和Ⅱ的交点 M_1 和 $M_{\text{Ⅱ}}$ 即为串联工作时风机 F_1 和 F_2 的实际工况点。

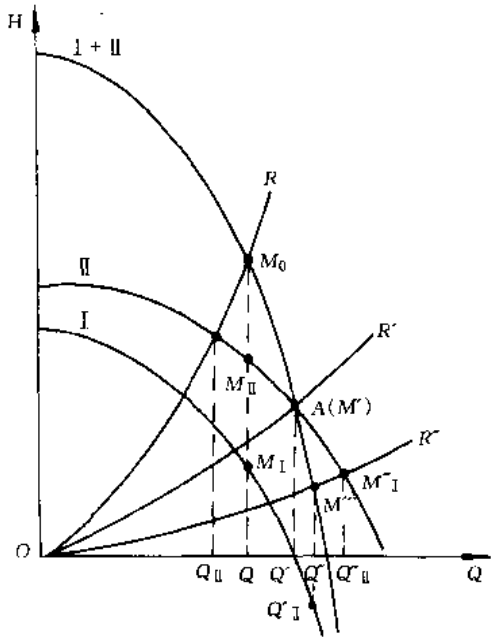


图 3　风机集中串联工作

串联工作的效果可用联合工作产生的风量与能力较大的风机 F_2 单独在风网上工作所产生的风量之差来衡量。由图 3 可见，当等效风机工况点位于合成特性曲线与风机 F_2 特性曲线Ⅱ的交点 A（通常称为临界点）的左上方时，$\Delta Q=Q-Q_1>0$，串联增风有效；当等效风机工况点 M' 与 A 点重合（即风网风阻 R' 通过 A 点）时，$\Delta Q=Q'-Q_1'=0$，串联增风无效；当等效风机工况点 M'' 位于 A 点的右下方（风网风阻为 R''）时，$\Delta Q=Q''-Q_1''<0$，串联工作有害，小风机成为大风机的阻力。通过 A 点的风阻只有当风网风阻较大时，采用风机串联方式增风才有效果。R' 为临界风阻。

通风机与自然风压串联工作　每个矿井均存在自然风压，其与矿井主要通风机间是一种串联工作关系。通风机与自然风压联合工作，类似于 2 台通风机串联工作。如图 4 所示，矿井风阻特性曲线为 R，风机特性曲线为Ⅰ，正负自然风压曲线分别为Ⅱ和Ⅱ′，按“风量相等、风压相加”的原则，可以得到自然风压和风机风压的合成特性曲线为Ⅰ－Ⅱ和Ⅰ－Ⅱ′，R 与其交点分别为 M_1 和 M_1'，因而通风机的实际工况点为 M 和 M'。由此可见，当自然风压为正时，风机风压与自然风压共同作用克服矿井通风阻力，提高了矿井的供风量、有助于矿井通风；当自然风压为负值，将成为通风机的阻力。

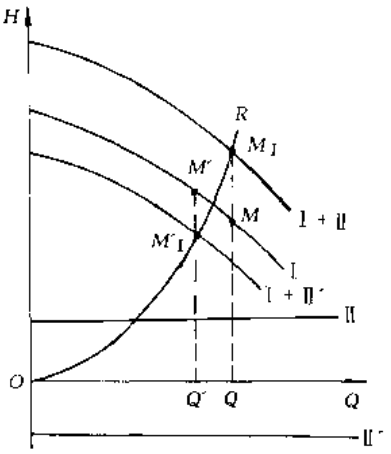


图 4　通风机与自然风压串联工作

分散串联运转　通风机在同一条风路中不同地点同时工作的联合运转方式。井下安设的辅助通风机与地面的主要通风机的联合运转；矿井压抽通风方式的压入式和抽出式通风的主要通风机间的联合运转；独头长距离掘进通风中，在风筒不同部位、间隔一定距离安设另一台局部通风机的联合运转方式，均属分散串联方式。联合运转结果有有效、无效和有害 3 种。如图 5 所示，矿井有 2 条并联风路，风阻分别为 R_1 和 R_2，由于 R_1 较大，为了调节风量，在风阻为 R_1 的风路里安有一台辅助通风机，其特性曲线为曲线Ⅰ。2 条公共段风阻之和为 $R_3=R_{01}+R_{02}$，主要通风机的特性曲线为曲线Ⅱ。按“风量相等，风压相减”的原则从曲线Ⅱ的风压减去曲线 R_3 的风压，即得到等效风机的特性曲线Ⅱ′，等效风机Ⅱ′的风量为 R_1 与 R_2 两并联风路风量 Q_1 与 Q_2 之和，也是风机Ⅱ的风量。由于风机Ⅱ′消耗于 2 并联风路的风压是相等的，因此，按“风压相等、风量相减”的原则从曲线Ⅱ′减去曲线 R_2 的风量，得第二次等效曲线Ⅱ″。这样等效风机Ⅱ″与辅助通风机Ⅰ在风阻为 R_1 的分路里即形成串联作业，2 者的串联合成曲线为Ⅰ－Ⅱ″。曲线Ⅰ－Ⅱ″与曲线 R_1 的交点 $M_{1+1''}$ 就是辅助通风机Ⅰ与等效风机Ⅱ″串联作业的工况点，从 $M_{1+1''}$ 点出发顺箭头方向，可得出辅助通风机Ⅰ的实际工况点 M_1 和风机Ⅱ的实际工况点 $M_{\text{Ⅱ}}$。

图 5 所示的联合作业是稳定的和有效的。

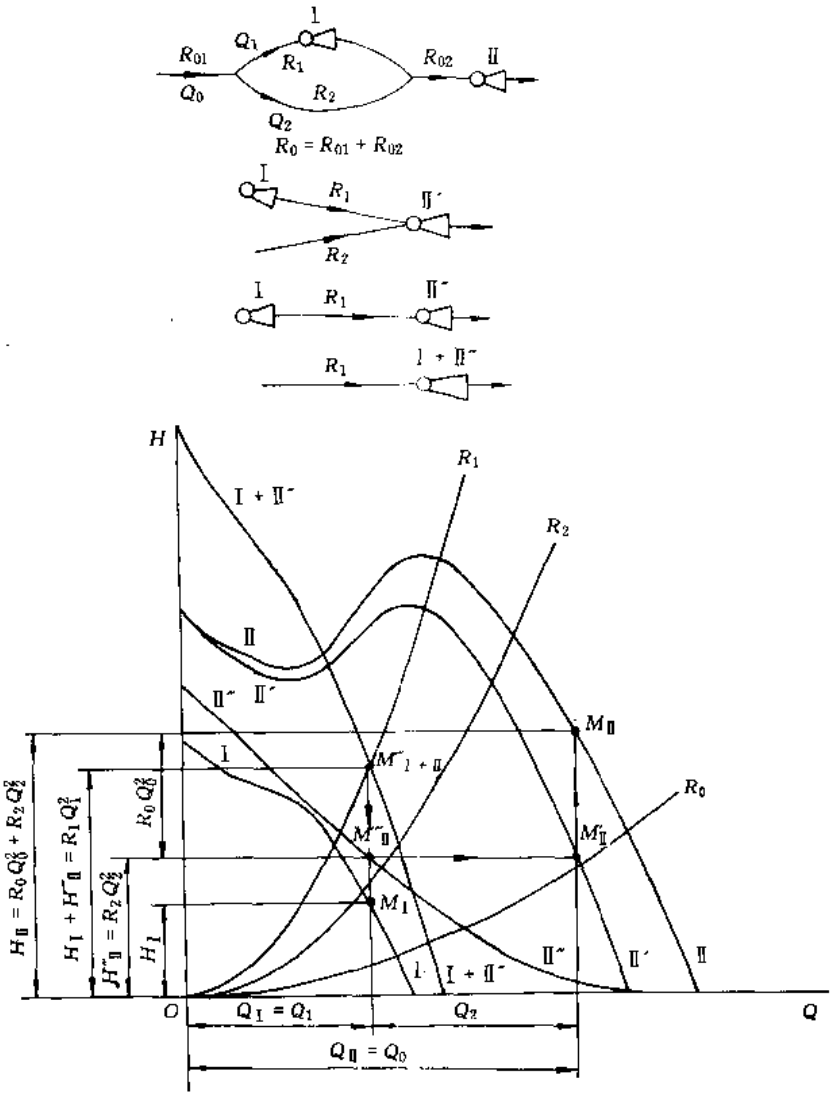


图 5　主要通风机与辅助通风机联合运转

井下安设辅助通风机后，通风管理即变得复杂化、且系统的安全性也降低，国内外煤矿均限制其使用。

局部通风机分散串联运转时，为防止风机之间的风筒中出现负压区和循环风，应正确选择风机和风机间的间距。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

Howarel L, Hartman Jan M, Mulnansky Y. J, Wany. Mine Ventilation and Air Conditioning. John Willey & Sons Inc. 1982.

（叶汝陵　辛广龙）

tongfengji xingneng ceding

通风机性能测定　(measurement of fan's characteristics)　测定通风机的风压、功率、效率与风量之间关系的工作。常以通风机性能曲线即通风机产生的风压 H、消耗的功率 N 和效率 η 分别与风量 Q 之间的关系曲线（$H-Q$，$N-Q$，$\eta-Q$ 曲线）来表征。有主要通风机性能测定和局部通风机性能测定 2 类。通风机性能测定的理论基础是矿井风流能量方程和动力与点压力关系。

主要通风机和局部通风机性能测定的内容、方法等基本相同，局部通风机性能常在新风机使用前和旧风机检修前后在地面进行。测定较简单，在风机入口或出口端外接的风筒中进行，测点按等面积环布置，从风

筒外插入皮托管配合压差计进行风量和风压测定；主要通风机的性能测定有停产测定和不停产测定2种方法，停产测定是在风机正式投入运行前或矿井停产检修时进行，不停产测定是在矿井正常生产时对备用通风机进行测定。通风机性能测定是矿井通风部门的主要任务之一，也是进行通风管理，确保矿井通风稳定、高效和矿井安全的基础工作。一般分测前准备、参数测定、资料整理与分析3个阶段。随着科学技术的发展，通风机性能测定已实现自动化监测（见彩图99）。

主要通风机性能测定 是进行工况调节，确保主要通风机安全、稳定、高效运转的基础，在通风机投入运行前和矿井通风系统发生大的变化时均要进行。中国《煤矿安全规程》对主要通风机性能测定的周期作了具体规定。由于生产矿井主要通风机均装有扩散器，因而生产矿井测出的性能实质上是通风机装置性能。为了保证良好的测试条件和测定精度，主要通风机性能测定应尽量在停产条件下进行。

测前准备 包括成立指挥和工作小组，编制测定计划，确定测定方案，准备仪表、记录表格和有关物资材料。测定方案的内容包括：选定测定方法，选择测风、测压位置及其测量方法，确定工况调节位置与方法，确定电气参数、转速的测定方法等；其中测风、测压位置及测量方法，直接影响测定精度，要慎重选定。测定方案应根据主要通风机的实际布置情况确定。人员分工要明确。仪表应满足测定精度要求，并预先校正。

参数测定 测定的参数包括各个不同工况下的通风机的风量、通风机的静压或全压、电机的输入或输出功率、风机和电机的转速、通过风机的空气密度；轴流式风机的叶片安装角、测风和测压断面的尺寸、扩散器尺寸。有时须测定不同工况下扩散器回收的速压值、噪声、电机效率等。

各参数的测定在风机风流稳定后进行。在确认测值无误后，调节工况，进行下一个工况参数的测定，直至结束。为能准确画出性能曲线，工况调节次数（测点数）应不少于8～10次。为避免启动电流过大，离心式风机应在全闭（风阻最大）状态下启动，轴流式风机应在全开（风阻最小）状态下启动；轴流式风机工况进入性能曲线驼峰区时应抓紧时间抢测各参数，以免出现意外事故。工况调节地点有风硐中、反风进风口和风井口等地点，调节方法有框架贴（拆）木板法和升降闸门法2种，贴（拆）木板法操作困难，但易于控制增减风阻值；升降闸门操作简便，但不易掌握增减风阻的幅度，且闸门抖动还会造成读值波动。

静压测定 对抽出式通风机，在工况调节断面与风机入口之间的风硐内，利用U形垂直水柱计测定；对压入式通风机，在风机出口与工况调节断面之间的风硐内利用U形垂直水柱计测定。测点布置在风硐的直线段内、距通风机吸风口（或排风口）2倍动轮直径以远的稳定风流中。测压断面上应布置多点测压，测算其平均相对静压。

风量测定 测风地点选在抽出式通风机的吸风口或压入式风机的排风口风硐直线段内。采用风速表测定平均风速，或用皮托管和倾斜压差计测定风流的速压来计算风量。采用皮托管和倾斜压差计测定风流速压时，应在测量断面上按等面积布置多支皮托管，分别连接到倾斜压差计上或并联接到1台倾斜压差计上，由压差计读出的速压值计算出的风速即为测量断面的平均风速。轴流式风机也可在圆环形扩散器内利用皮托管配合压差计测定风流速压以求算风量。

电动机输入功率及效率的测定 电动机输入功率用两个单相瓦特表或一台三相瓦特表来测量，也可用电压表、电流表和功率因数表来测量。各电气仪表要求精度在0.5级以上。电动机效率可按制造厂家的特性曲线选取。对使用较久的电动机可用损耗分析法测算。

通风机和电动机转速测定 通风机与电动机直接联动时，应测定电动机的转速；若为皮带轮联动，应分别测定电机和风机的转速。实际转速可用转速表直接测量。

空气密度的测定 选用精度高的气压计和干湿球温度计，分别测定风流的大气压力和干湿温度。

资料整理与分析 可人工计算，也可利用计算机处理。包括空气密度计算（见矿井通风阻力测定），通风机通过风量、通风机静压、通风机输入和输出功率、通风机效率的计算和通风机性能曲线的绘制、测定报告的提出。测定报告中应根据测定资料提出分析意见和建议。为了便于性能比较，须将根据原始测定资料计算出的各参数换算成空气密度为1.2kg/m³，通风机转速为铭牌转速的标准状态下的参数，即须进行转速和空气密度校正。

通风机风量 有实测风量和校正风量2类。实测风量的计算公式为：

（1）用风表测量 $Q'=S\times v$

（2）用皮托管测量 $Q'=S\times\sqrt{\frac{2}{\rho}}\times\frac{\sum_{i=1}^{n}\sqrt{h_{vi}}}{n}$

式中Q'为实测风量，m³/s；v为测点断面平均风速，m/s；S为测点断面积，m²；ρ为空气密度，kg/m³；h_{vi}为各测点的速压，Pa；n为测点数。

经转速校正的风量计算公式为：

$$Q=Q'\cdot k_n$$

$$k_n=n_0/n_i$$

式中 Q 为通风机的转速校正风量，m^3/s；Q' 为通风机实测风量，m^3/s；k_n 为通风机转速校正系数；n_0 为风机铭牌转速，r/min；n_i 为某工况点实测的风机转速，r/min。

通风机静压　有实测静压和校正静压 2 类。实测静压的计算公式为：

(1) 抽出式通风机　$H'_{fs}=|h_s|-h_v$

(2) 压入式通风机　$H'_{fs}=h_s$

式中 H'_{fs} 为实测的通风机静压，Pa；h_s 为风硐内测静压断面处风流的相对静压，Pa；h_v 为风硐内测静压断面的风流平均动压，Pa。

经密度和转速校正的通风机静压计算公式为：

$$H_{fs}=H_{fs}'\cdot k_\rho\cdot k_n^2$$

$$k_\rho=1.2/\rho_i$$

$$k_n=n_0/n_i$$

式中 H_{fs} 为校正后的通风机静压，Pa；H_{fs}' 为实测的通风机静压，Pa；k_ρ 为密度校正系数；ρ_i 为某工况实测时的空气密度，kg/m^3；k_n 为转速校正系数；n_0 为风机铭牌转速，r/min；n_i 为某工况实测的风机转速，r/min。

通风机输入功率和输出静压功率　有实测值和校正值 2 类。实测值的计算公式为：

(1) 通风机输入功率

$$N_r'=\frac{\sqrt{3}UI\cos\phi}{1000}\cdot\eta_c\cdot\eta_c$$

(2) 通风机输出静压功率

$$N_s'=\frac{H'_{fs}\cdot Q'}{1000}$$

式中 N_r' 为通风机输入功率，kW；U 为电动机电压，V；I 为电动机电流，A；$\cos\psi$ 为电动机功率因数；η_e 为电动机效率，%；η_c 为传动效率，%；N_s' 为通风机输出静压功率，kW；H'_{fs} 为实测的通风机静压，Pa；Q' 为实测的通风机风量，m^3/s。

经密度和转速校正后的通风机输入功率和输出静压功率的计算公式为

(1) 输入功率　$N_c=N_r'\cdot k_\rho\cdot k_n^3$

$$k_\rho=1.2/\rho_i$$

$$k_n=n_0/n_i$$

(2) 输出静压功率　$N_s=N_s'\cdot k_\rho\cdot k_n^3$

式中 N_r 为校正后的通风机输入功率，kW；N_r' 为实测的通风机输入功率，kW；k_ρ 为密度校正系数；k_n 为转速校正系数；ρ_i 为某工况实测时的空气密度，kg/m^3；n_0 为风机铭牌转速，r/min；n_i 为某工况实测的风机转速，r/min；N_s 为校正后的通风机输出静压功率，kW，N_s' 为实测的通风机输出静压功率，kW。

通风机静压效率　计算公式为：

$$\eta_s=\frac{N_s}{N_r}\times100\%$$

式中 η_s 为通风机静压效率，%；N_s 为校正后的通风机输出静压功率，kW；N_r 为校正后的通风机输入功率，kW。

通风机性能曲线的绘制　以通风机风量 Q 为横坐标，以静压 H_{fs}、输入功率 N_r、效率 η_s 为纵坐标用光滑的曲线将各工况对应点连接起来，即绘制出了相应的风量—静压、风量—输入功率、风量—效率通风机性能曲线。图 1 所示即为 1 风机性能曲线示意图。

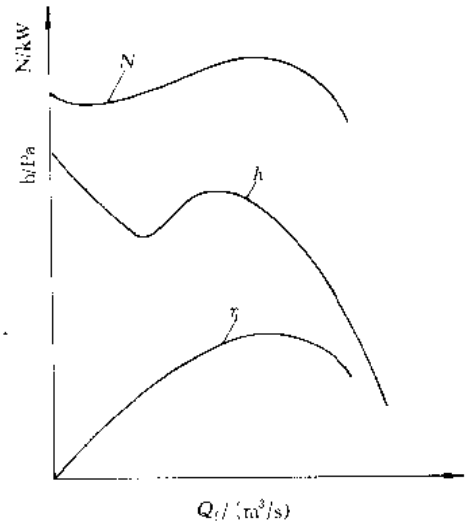


图 1　通风机性能曲线示意图

h　风压性能曲线；N　功率性能曲线

η—效率性能曲线

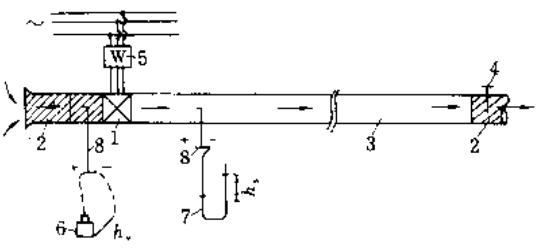


图 2　局部通风机性能测定布置图

1—局部通风机；2—抽性风筒；

3—柔性风筒；4—调节闸门；5—功率表；

6—单管压差计；7—垂直水柱计；8—皮托管

局部通风机性能测定　常在新风机投入使用前或旧风机检修前后在地面进行。测定内容包括各工况通

风机风量、通风机全压、电机输入功率及大气压力、干湿温度等参数，以便绘制通风机全压—风量、输入功率—风量、全压效率—风量3条曲线。对局部通风机进行测定时，应在吸风侧接4m长的刚性风筒，出风侧顺序接50～100m长的柔性风筒和2m刚性风筒；在风筒出口附近利用闸门进行工况调节；在风机入口刚性风筒内利用皮托管配合压差计按等面积环布点法测定风流速压，计算得出风量；风机静压和全压通过在风机出口5～10倍风筒直径的断面处用皮托管配合垂直U形水柱计测定风流相对静压来求算；利用三相功率表测定电动机输入功率；用气压计测大气压力；用湿度计测风流干湿温度，如图2所示。

数据处理可人工计算，也可利用计算机进行处理。数据处理与性能曲线的绘制同主要通风机的数据处理与性能曲线的绘制方法相同。

参考书目

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（富奎聚）

tongfeng sheshi

通风设施 (ventilation equipment and installation) 为保证进入矿井的风量能按生产的需要定向、定量地流向用风地点而在通风网络中设置用以引导、隔断和控制风流的设施，又称通风构筑物。是矿井通风系统中必不可少的设施。正确设计、合理选择设置位置、保证施工质量、严格管理制度，使其经常处于完好状态是矿井通风工作的一项重要任务。通风设施的设计、施工与管理由矿井通风部门负责。通风设施的构筑应严密不漏风、安全可靠和造价低廉。井下通风设施有风门、风墙、风桥、风窗、风障和风帘。

风门 在需要通过人员和车辆的巷道中设置的隔断风流的门。风门在通风网络中数量最多，它的结构和质量对风流的稳定性和提高矿井有效风量率有重要影响。按构筑材料分有木质风门、铁皮风门和塑料风门等几种。图1所示为普通木质风门。

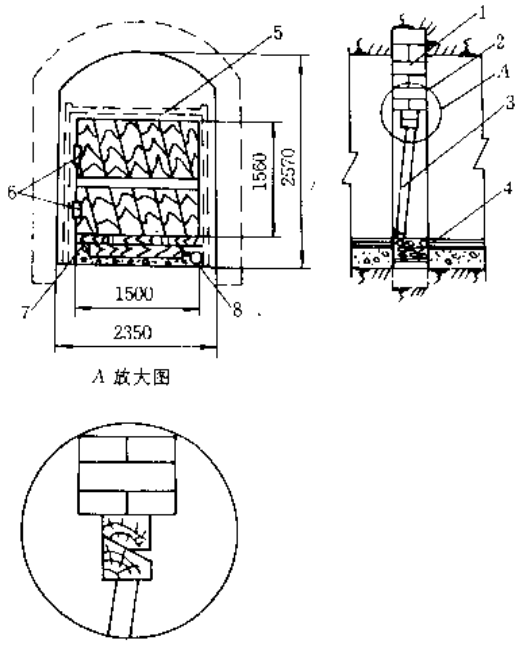


图1 普通木质风门

1—墙体；2—灰浆；3—门扇；4—枕木；5—门框；6—活页；7—底坎；8—排水沟涵

根据启动方式，风门分为普通风门和自动风门。自动风门的开门机构常用连杆、转盘和钢丝绳牵引；开启动力有机械、电动、气动和水力等多种。中国煤矿中自动风门常用撞杆式，利用矿车碰撞力量和杠杆机构开启风门，并借助自重和风压的作用关闭风门，如图2所示。这种风门结构简单，维护容易。远程自控风门也在研制使用中。

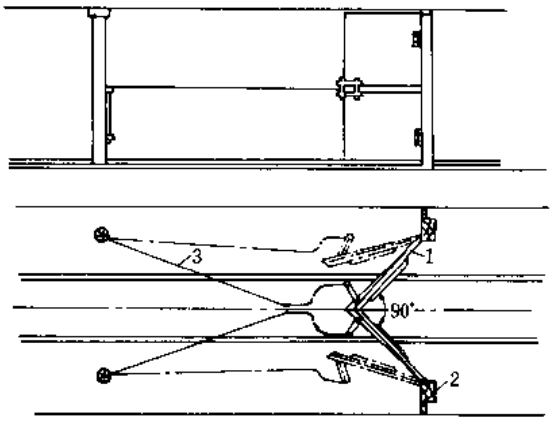


图2 撞杆式自动风门

1—门扇；2—墙垛；3—杠杆

风门应启闭灵活可靠、坚固耐用和漏风少。在倾斜运输巷道中，一般不设置风门；如果必须设置风门，应安设自动风门或设专人看管，并有防止矿车或风门碰撞人员及矿车碰坏风门的安全措施。每组风门不得少于两道，两道风门的间距，通车巷道中不得小于一列车的长度、行人巷道中不得小于5m；风门对关闭方向要有适当的倾角，使其能依靠门扇的自重自动关闭；门框要包沿口，有衬垫，四周接触严密；门扇要平整，门扇和门框不得歪扭。墙垛四周应掏槽，要见到实帮实底；墙面应平整、无裂缝和重缝；水沟通过风门处要设反水池或挡风帘；通车风门要有底坎；电缆孔要堵严；风门

前后 5m 内巷道支护良好，无杂物，无积水和淤泥。风门和墙垛通常采用不燃性材料构筑；

与正常风门开启方向相反的风门，称为反风风门。其是为了实现矿井反风，而又不致风流短路而构筑的，平时开启，反风时关闭。构筑要求与正常风门相同。在主要进回风井巷之间应同时设置正常(向)风门和反风风门。在抽出式通风的回风斜井口和压入式通风的进风斜井口也应设置正向风门和反风风门。

风墙 为截断风流而在巷道中设置的隔墙。又称"密闭"。一般构筑在同采空区或火区相通的巷道中，目的在于防止采区结束后，因漏风引起采空区内煤炭自燃和有害气体泄出及控制火区的火势、加速其熄火。

风墙有永久风墙和临时风墙 2 种。为了长期切断风流，采用砖、石和混凝土等不燃性材料构筑的坚固的风墙为永久风墙；为临时切断风流或在处理火灾时，阻止火势蔓延而用木板、帆布或帘子等构筑的简易风墙为临时风墙，它修筑拆除简便，但漏风较大。

工作面和采区采完后应及时修筑永久性风墙，予以封闭。永久性风墙应严密不漏风，需要时还应设置观测孔和放水管。图 3 和图 4 分别为砖和料石永久性风墙。

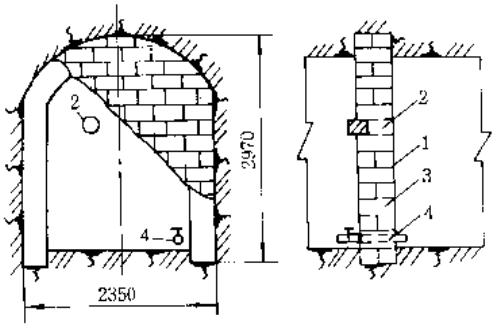


图 3 砖风墙

1—灰浆；2—观测孔；3—砖砌墙体；4—放水管

风桥 设在进、回风交叉处而又使进、回风互不混合的设施。风桥应有足够的断面、风阻小、漏风少、坚固耐久。风桥有铁风筒风桥、木制风桥、混凝土风桥、砖石风桥和绕道式风桥等几种。

铁风筒风桥 由一条或数条铁质风筒组成。铁风筒风桥通常在通过风量较小时使用。

木制风桥 用于服务年限不长、岩层稳固的风路中，风桥用立柱和横梁架设，钉以木板并在木板上抹灰浆。

混凝土风桥 由混凝土浇注而成，如图 5 所示。常在通过风量较大，服务年限较长的条件下采用。

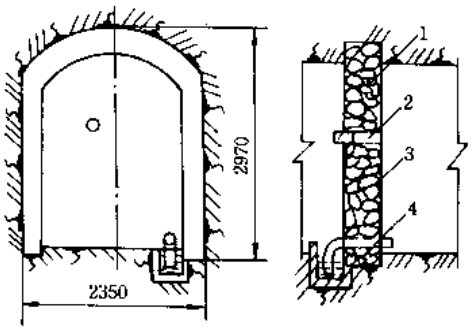


图 4 料石风墙

1—墙体；2—观测孔；3 灰浆；4—放水管

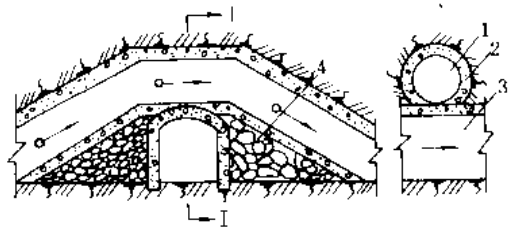


图 5 混凝土风桥

1—风桥；2—混凝土巷壁；3 进风巷道；4—碎石

砖石风桥 由砖石砌筑而成，适用于通过风量较大、服务年限较长的地点。

绕道式风桥 图 6 所示即为绕道式风桥。它适用于通过风量大、需要行车和服务年限长的地点。该风桥工程量大、耐用、漏风极小。

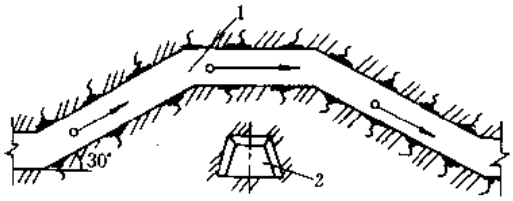


图 6 绕道式风桥

1—回风巷道；2 运输进风巷道

风窗 安装在风门或其它通风设施上可调节风量的窗口，又称调节风门。风窗设在允许减少风量的分支中，用以调节风量。窗口的面积根据通过风量的大小用插板进行调节。当窗口面积减小时，风阻增大通过该风路的风量减少，而与其相并联的风路中的风量将增加。为不影响运输，风窗应设在回风道；为便于瓦斯的排出，窗口应设在巷道顶部(风门上方)。风窗前后 5m 内支架应良好、无杂物，周围无裂隙。服务时间长的风窗

墙体用不燃性材料建筑并掏槽、墙面应平整不漏风。

风障 在矿井巷道或工作面内引导风流的设施。可用砖、石和木板等材料构筑。在掘进巷道，一般沿巷道的轴线方向构筑，将掘进巷道一分为二，一部分进风，另一部分回风，利用全风压引导新鲜空气流到掘进工作面。掘进巷道风障的砌筑材料根据巷道掘进长度、服务时间、导风量及允许的漏风量选定。砖、石风障导风距离可达 500m。

当防火墙的位置离主风流较远时，亦可利用风障引导风流排除防火墙外的有害气体。

风帘 在矿井巷道或工作面内控制风量或改变风流方向的设施。常用帆布、帘子或木板等材料构筑。一般是在井下发生火灾时，为了减少通向火区的风量，抑制火势时使用。风帘也常被用来排除巷道高冒顶空洞、工作面上隅角积聚的瓦斯；并常用于局部地点的风量控制。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第一篇)，煤炭工业出版社，1990。

(范明训)

tongfeng hangdao jingji duanmian

通风巷道经济断面 (economic section of airway) 在满足运输通风等要求的条件下，掘进费、服务年限内的维护费和通风费之和为最小的井巷断面积。通风井巷断面是否为经济断面，直接影响着矿井的经济效益。求取井巷经济断面是矿井通风系统设计、优化过程中及技术管理工作的一个重要组成部分。

通风巷道的经济断面的求解方法有图解法和解析法 2 种。

图解法 通过在直角坐标系中绘制各种费用曲线的合成曲线来求取总费用最低点的方法。步骤是：

(1)根据通过的风量，求出各种断面情况下每年每米巷道的通风电费。

(2) 根据本矿区各种性质巷道（全岩、半煤岩、煤巷)不同断面时的掘进费用和服务年限，求出巷道每年每米的掘进费用。

(3) 根据本矿区的实际资料，求出各种性质巷道、在不同断面情况下每年每米的维护费用。

(4) 在直角坐标中绘出同一类巷道断面积与各种费用间的关系曲线，再绘出几种费用相加的总费用与巷道断面积间的关系曲线。曲线上总费用最小者即为经济断面。图 1 中 C_j、C_w、C_v 依次为井巷每年每米的掘进费、维护费及通风电费与井巷断面积间的关系曲线，C 为三条曲线叠加的总费用曲线，对应于总费用曲线上最小值 A 的断面值 S 即为通风巷道的经济断面值。

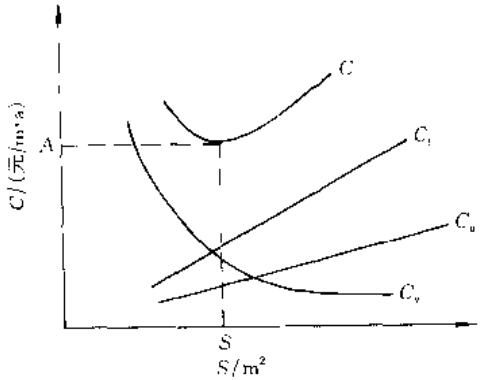


图 1 井巷断面积同费用间的关系曲线

解析法 求解目标函数在满足约束条件时的极值来求取巷道经济断面的方法，其计算式为：

$$S=\left[\frac{21.9k_2\alpha ceQ^3}{(k_1Jb+k_2pb)\eta}\right]^{1/7} \qquad (1)$$

式中 S 为井巷经济断面积值，m^2；α 为井巷摩擦阻力系数，$N\cdot s^2/m^4$；c 为井巷断面形状系数；e 为每度电的价格，元/(kW·h)；Q 为井巷通过风量，m^3/s；J 为井巷掘进费与井巷直接费的比值，依各地区的实际情况确定；p 为井巷维护费系数，依井巷类型及支护方式而定；b 为与井巷断面有关的单位长度井巷的直接费用，元/m；η 为通风设备的综合效率（包括通风机、传动、电动机、变压器和电网等效率)，%；k_1 为与井巷基建时间和年利率有关的函数值；k_2 为与井巷服务年限和年利率有关的函数值。若不考虑投入资金的利率，则式中 k_1、k_2 取值各为 1。

对于由多条巷道组成的复杂网络的矿井通风系统，其各条巷道的经济断面计算方法，应着眼于网络的整体性；应在单一巷道经济断面计算式的基础上，建立多条巷道经济断面计算方程组，再以风压平衡、风量平衡定律和通风阻力定律为约束条件，求解出网络中每一条巷道的经济断面。

参考书目

谭允祯编著，《矿井通风系统优化》，煤炭工业出版社，1992。

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

(赵以蕙)

tongfeng yinsheqi

通风引射器 (vent ejector) 用压力水或压缩

空气射流为动力，把新鲜空气输送到用风地点的装置。是一种局部通风动力设备，主要用于掘进通风，其不用电力，没有机械运转部件，不会产生电气火花和机械火花，在高瓦斯或瓦斯突出危险区使用有很好的安全性；但其风压低、风量小、效率很低。有压气引射器和水力引射器2类，水力引射器又称水射流风机。只能作为掘进通风的辅助手段。

通风引射器很早就在其他工业部门的厂房通风中得到了广泛应用，已有较完善的理论；用于矿山掘进通风始于20世纪40年代。金属矿山曾利用串联的压气引射器进行较长距离的掘进通风，煤矿中除用于掘进通风外，有时也用于排放采空区或巷道中积聚的瓦斯和改善高温矿井采掘工作面的气候条件。

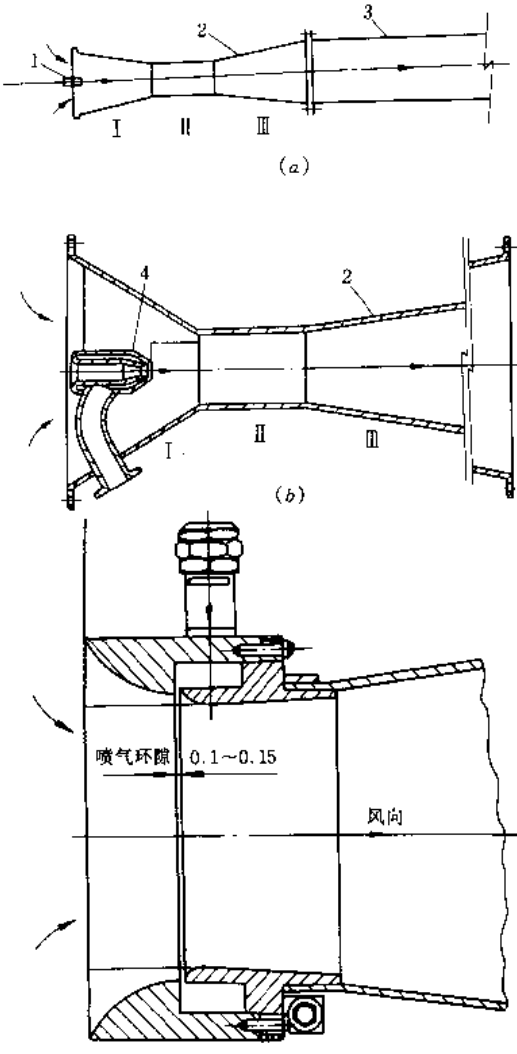


图1 压气引射器

a—中心喷嘴式；b 中心环隙喷嘴式；c 环隙式

1 压气喷嘴；2—引射风筒；3—导风筒；4—环隙喷嘴

（Ⅰ—引射段；Ⅱ 混合段；Ⅲ—扩压段）

压气引射器 有中心喷嘴式、中心环隙喷嘴式和环隙式3种，如图1所示。中心喷嘴式引射器由喷嘴和引射风筒组成。压气从喷嘴喷出后，在引射风筒的引射段Ⅰ形成负压，吸引风筒外空气；在混合段Ⅱ中被引射空气与压气进行能量交换，并在扩压段Ⅲ中转化为静压，用于克服风筒的阻力、输送风量。中心环隙式引射器的压气喷嘴由圆锥形部件组成，间隙可调，可以提高压气能量利用率。环隙式压气引射器的环隙喷嘴与引射风筒结合一体，结构紧凑。

压气引射器的送风量大小取决于压气的压力、喷嘴类型、压气与空气的混合情况及导风筒的阻力。

水力引射器 由喷嘴和引射风筒组成，引射风筒为直筒形，如图2所示。喷嘴有单孔型和三孔型2种，

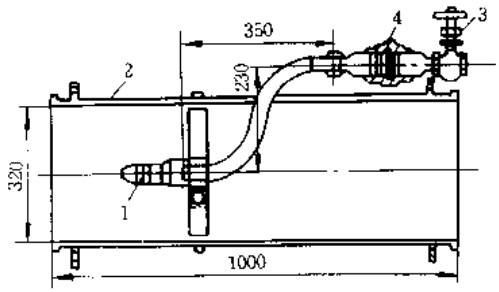


图2 水力引射器

1—水力喷嘴；2—风筒；3—高压水管阀门；

4 过滤器

喷嘴出口孔径为2.0～4.0mm，供水压力为1.5～2.5MPa。其通风效果同喷嘴结构、水压有关，当送风距离长时可串联接力使用，但送风距离一般不超过200m，供风量因风筒直径而异，一般为20～200m³/min。水力引射器远较压气引射器经济，而且工作安全可靠、投资少，在高瓦斯矿井应用较广泛。中国抚顺矿务局在50年代研制了水力引射器，获得了很好的通风效果。

参考书目

吴中立著，《独头巷道爆破后通风》，冶金工业出版社，1959。

А. Х. Дзасохов И Д. В. Дзасохова, Рудничная вентиляция методы её контроля, металлургиздат, 1954.

（吴中立）

tuchu anquan fanghu cuoshi

突出安全防护措施 (safety protection measures against outburst) 为保护井下人员在煤(岩)与瓦斯突出时免遭伤害而采取的措施。是综合防突措施的一环。井巷揭穿突出煤层或在突出煤层中进行采掘作业时采用。安全防护措施包括震动爆破、远距离爆破、避难所、突出挡栏、压风自救系统、防突反向风门和隔离式自救器。中国《防治煤与瓦斯突出细则》对各种安全防护措施的使用条件、要求等作出了明确规定。

震动爆破 用于石门或井巷揭穿突出煤层工作面。要求一次全断面揭穿或揭开煤层。是一种通过增加炮眼数和装药量，使围岩应力和瓦斯压力在一次爆破成巷过程中急剧变化，利用强大的炸药爆破震动人为主动诱发突出的措施。突出时人员不在现场，一般不会造成人员伤亡（见震动爆破）。

井下避难所(硐室) 是当灾害突然发生、人员无法撤出时，为防止突出的瓦斯和煤的侵袭而设立的避难场所。避难所(硐室)设在采掘工作面附近和放炮员操纵放炮的地点，其数量及位置根据需要和条件确定。避难所(硐室)必须有向外开启、关闭严密的隔离门。室内净高不得低于2m，长度与宽度根据同时避难的最多人数确定，但每人的占用面积不得少于0.5m²。室内的支护必须保持良好，并设有与矿(井)调度室的直通电话。室内必须设有供给清洁空气的设施，每人的供气量不得少于0.3m³/min；如果用压缩空气供风，则应有减压、滤油、滤尘装置，并带有阀门控制的呼吸嘴。室内根据避难的最多人数应配备足够数量的自救器（见避难硐室）。

压风自救系统 又叫急救袋，安设在距采掘工作面25～40m的巷道一侧、放炮员放炮的地点、撤离人员与警戒人员所在的位置及回风道有人作业的地方。在长距离掘进的巷道中，每隔50m设置一组急救袋，每组一般可供5～8个人使用，压缩空气供给量，每人不得少于0.1m³/min（见矿工自救系统）。

防突反向风门 设在石门掘进工作面的进风侧，控制突出时的瓦斯沿回风道流入回风系统，避免瓦斯逆流到进风系统。反向风门距工作面的距离和反向风门的组数，根据掘进工作面的通风系统和预计的突出强度确定。反向风门在放炮时关闭(见防突反向风门)。

远距离爆破 是一种爆破人员远离爆破点的爆破作业。爆破地点设在进风侧反向风门之外或避难所内、并配备有压风自救系统或隔离式自救器。实施爆破时，回风系统应停电撤人。爆破30min后方可进入工作面检查。有突出危险的采掘工作面采用爆破作业时，都必须采用远距离放炮。

自救器 是一种轻便、体积小、便于携带、着装迅速、作用时间短（40～60min）的个人呼吸保护装置。有过滤式和隔离式之分。在突出危险区，必须配备隔离式自救器（见自救器）。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

（宋世钊）

tuchu danglan

突出挡栏 (outburst stopping device) 限制突出煤岩抛出范围的构筑物，又叫突出防护挡或隔墙筛，是一种常用的突出安全防护装置。主要用于发生大型和特大型突出的地点，可有效抑制突出强度和缩小突出煤炭波及范围。突出挡栏自20世纪60年代起首先在波兰应用。中国最早在湖南白沙矿务局红卫煤矿应用。挡栏可用金属、矸石或木材构成。中国湖南省的红卫煤矿设计、应用的有活页式金属挡栏、门框铁木结构挡栏和密集圆木式挡栏。中国《煤矿安全规程》和

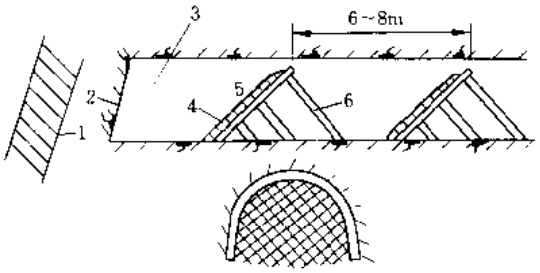


图1 金属挡栏示意图

1—突出危险煤层；2—掘进工作面；3 石门；4—框架；5—金属网；6 斜撑木支柱

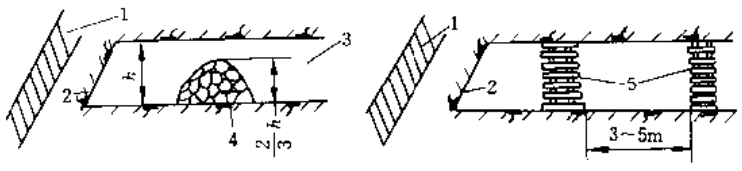


图2 矸石堆和木垛挡栏示意图

1 突出危险煤层；2—掘进工作面；3—石门；4—矸石堆；5—木垛

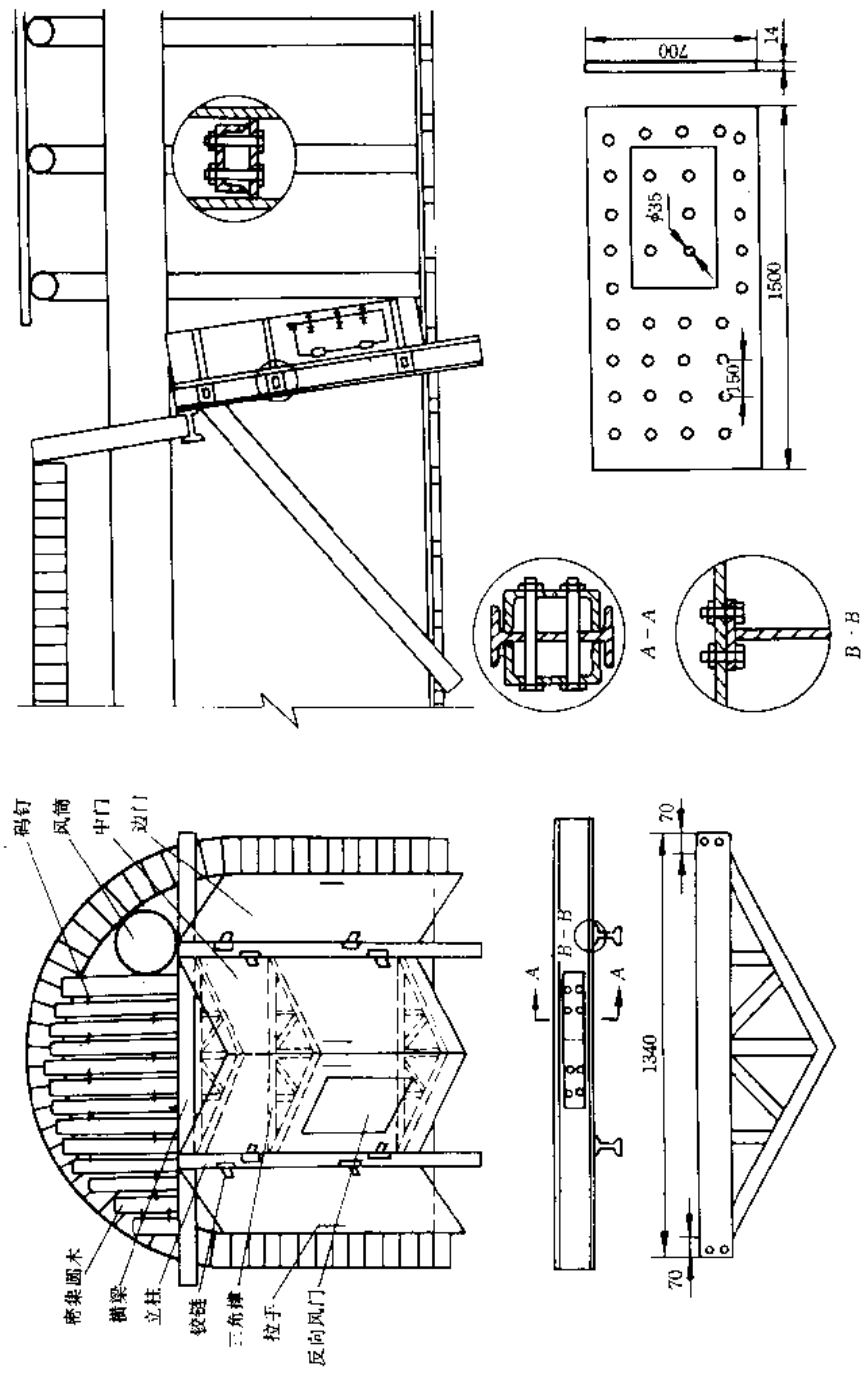


图 3　活页式金属挡栏结构及其安装示意图

《防治煤与瓦斯突出细则》对突出挡栏的使用地点、结构等作了规定。

金属挡栏由槽钢排列成方格框架结构。框架方格的间距为0.4×0.4m，槽钢彼此用卡环固定。使用时在挡栏上再铺上网眼为20×20mm的金属网，然后用木支柱将挡栏撑成45度的斜面（图1）。一组挡栏通常由2架组成，其间距为6～8m。矸石堆或木垛挡栏如图2所示。

中国湖南省的红卫煤矿应用的活页式金属防护挡由1根横梁、2根立柱、3个三角撑和4扇带筛孔的铁门组合而成（图3），横梁、立柱间采用螺丝固定，铁门采用铰链、插销与立柱等活动联结。铁门呈三角形关闭，以使突出抛出物作用在门上的只是部分分力。各铁门上均匀分布孔径为35mm、间距为150mm的筛孔，其中一扇门上设有宽0.4m、高0.55m的一个反向小铁门，以便在突出后先开反向小门，清理铁门内部分煤矸形成空间，便于拆除防护挡。

挡栏距工作面的距离根据预计的突出强度确定，一般安设在距工作面15m左右的范围内。

防护挡的整个结构应紧凑、灵活、易装易拆、运输方便。

参考书目

中华人民共和国能源部，《煤矿安全规程（1992年）版执行说明》，山西科学技术出版社，1992。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

（华福明　陈　钦）

tuchu quyu yuce

突出区域预测　（the reginal prediction of coal and methane outburst）　通过参数指标测定及统计分析，对煤田、井田、新水平和采区的煤层和煤层区域进行突出危险性划分的工作。亦称“早期预测”和“突出潜在危险性预测”。在煤田地质勘探、新井建设、新水平和新采区开拓前进行。其目的是正确划分突出危险煤层和非突出煤层。对于预测定为突出的煤层，尚需划分出突出危险区和突出威胁区。当新井、新水平和采区进入突出危险区域时，尚需进行工作面预测，以划分出突出危险工作面和威胁工作面；当进入突出威胁区时，采掘每推进50～100m，要对工作面连续进行不少于2次的检验性预测，其中任何一次预测为有突出危险时，该区改划为突出危险区，只有2次均预测为威胁工作面，该区域或工作面才能仍视为威胁区或威胁工作面。

突出危险煤层和突出危险区是指有发生突出的潜在可能性的煤层或区域，并不说明该煤层和区域的所有地点都会发生突出，所以在进行区域预测的基础上，还需进行工作面的预测。区域预测考虑的主要因素有地质构造、煤层赋存条件、煤化程度、煤结构、煤的物理力学性质、煤层瓦斯压力和含量、煤的瓦斯放散能力和围岩赋存情况、水文地质条件等。区域预测的综合要求是建立标志原岩地应力、煤层瓦斯和煤质三大因素的突出危险性参数，研究各参数与突出危险性关系，不断完善预测方法及手段，提高预测的准确性。突出煤和非突出煤性质上的差别是建立区域预测方法的基础。中国应用的主要方法有单项参数法、瓦斯地质统计法和综合指标法。中国已不再使用单项参数法，而同时使用多个单项参数进行预测。中国《防治煤与瓦斯突出细则》中对预测指标、预测方法等作了规定。

随着突出机理假说的发展趋向由单项假说向综合假说发展，越来越多的研究者认为突出是一些因素综合作用的结果，而且认为地应力的实测资料无论对研究突出机理，还是对突出预测和防治措施效果的评价都有着十分重要的意义。随突出机理研究的深入、认识上的深化，突出预测方法将进一步得到改进和完善，会提出一些更新的预测方法和预测指标，研制出相应的预测仪器、仪表；同时，预测的仪器、仪表将向多参数、多功能、智能化方向发展，预测的准确性将进一步提高。

单项参数法　参数包括瓦斯放散初速度指标（Δp）、煤的坚固性系数（f），煤的破坏类型和煤层瓦斯压力（p）4项。

瓦斯放散初速度指标（Δp）　突出煤具有快速放散瓦斯的能力。该项指标在实验室测定，起源于苏联，后来英、法、德、日、澳、中等国均广为应用。测定装置见彩图100。瓦斯放散初速度指标（Δp）是一定粒度（烟煤0.25～0.5mm、无烟煤2～3mm）和质量（3.5g）的煤样品在0.1MPa压力下吸附瓦斯后向固定容积的空间放散瓦斯用压力表示的60s的瓦斯放散量与前10s放散量之差值。Δp与煤质有关，而与其它因素无关。Δp越大，瓦斯放散初速度越大，标志煤的破坏程度愈严重、愈易发生突出。中国规定的瓦斯放散初速度指标突出危险临界值为10。

煤的坚固性系数（f）　区分煤、岩坚固程度所用的系数。由于煤为多孔体，难以制成规则的煤样来测定强度和硬度，目前采用苏联普洛托吉雅可诺夫制定的落锤法来测定。该方法是建立在脆性材料破碎时遵循面积力能说的基础上，认为破碎消耗的功与破碎物料增加的表面积成正比。当破碎功不变、煤样平均直径--

定时，煤的破碎比越大，强度越小。普氏落锤法采用从一定高度自由下落的一定质量的落锤，锤击一定质量和直径的煤(岩)样品所形成的破碎比表示一种假定强度，即坚固性系数，亦称普氏硬度系数。坚固性系数越小，表明突出危险性越大。中国选定的坚固性系数的突出危险临界值为0.5。

煤的破坏类型 突出煤均为结构遭到破坏的煤，将煤就其结构划分为若干破坏类型，可以定性地作为标志突出危险性的指标，且破坏类型与强度、放散速度等其它参数指标，还存在密切的关系，因此它与Δp、f值配合，已成为预测突出的常用指标。

煤的破坏结构可划分为5种类型（表1）。中国规定的有突出危险煤的破坏类型有Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ类。

煤层瓦斯压力(p) 煤层瓦斯压力是煤裂隙和孔隙中游离瓦斯分子热运动的结果，它不但决定着煤层的瓦斯含量，而且与瓦斯动力现象密切相关。一般情况下，未受采动影响的煤层内瓦斯压力随深度的增加而有规律地增加。在地质构造带附近，煤层瓦斯压力可能异常。中国制定的突出危险临界值为0.74MPa。煤层瓦斯压力大于0.74MPa时，即具有突出危险性。

瓦斯地质统计法 根据已采水平发生的突出与地质条件关系预测新水平煤层的突出危险性的方法。实质是详细统计分析突出与地质构造、煤层赋存条件的关系，找出规律，并根据诸因素的百分率预测突出危险性。由于不同矿区的突出受制约的地质因素有很大程度的不同，地质因素与突出区域的定量关系上尚难得到统一的结论，且需要有大量的突出实例，因此地质统计方法预测突出尚停留在定性阶段，只能用于上下水平区域预测。通过对瓦斯地质的研究，结合Δp、f等指标，采取多元统计和逐步回归方法求得指标界限或特征指标对已突出的矿井进行的验证，已显示了较好的相关性，对新区的预测也正在深入研究中。

表1 煤 的 破 坏 类 型

破坏类型	光 泽	构造与构造特征	节理性质	节理面性质	断口性质	强 度
Ⅰ 类（非破坏煤）	亮与半亮	层状构造、块状构造，条带清晰明显	一组或二三组节理、节理系统发达、有次序	有充填物（方解石等），次生面很少，节理，劈理面平整	参差阶状，贝状，波浪状	坚硬，用手难以掰开
Ⅱ 类（破坏煤）	亮与半亮	1. 尚未失去层状较有次序 2. 条带明显，有时扭曲，有错动 3. 不规则块状，多棱角 4. 有挤压特征	次生节理面多，且不规则，与原生节理呈网状节理	节理面有擦纹，滑皮，节理平整，易掰开	参差多角	用手很易剥成小块，中等硬度
Ⅲ 类（强烈破坏煤）	半亮与半暗	1. 弯曲呈透镜体构造 2. 小片状构造 3. 细小碎块，层理较紊，无次序	节理不清，系统不发达，次生节理密度大	有大量擦痕	参差及粒状	用手捻之成粉末，松软，硬度低
Ⅳ 类（粉碎煤）	暗 淡	粒状或小颗粒胶接而成，似天然煤团	节理失去意义，成粉块状		粒 状	用手捻之成粉末，偶尔较硬
Ⅴ 类（全粉煤）	暗 淡	1. 土状构造，似土质煤 2. 如断层泥状			土 状	可捻成粉末，疏松

综合指标法 综合考虑影响突出危险的3个主要因素（地应力，瓦斯和煤的物理力学性质）得出综合指标D和K来判别突出危险性的方法。由中国煤炭科学研究总院抚顺分院提出，认为只有D和K皆达到或超

过临界值时，才预测为有突出危险。D 和 K 的表达式为：

$$D=\left(0.0075\frac{H}{f}-3\right)(p-0.74)$$

$$K=\frac{\Delta p}{f}$$

式中 D 为煤层突出危险性综合指标；K 为煤的突出危险性综合指标；p 为煤层瓦斯压力，MPa；Δp 为软分层煤的瓦斯放散初速度指标；f 为软分层煤的平均坚固性系数；H 为开采深度，m。

D 值表达式中 2 个括号中的计算值均为负值时，不论 D 值大小皆为突出威胁区。

D 为突出的条件性指标，式中 p、H 及 f 指发生突出所必须的瓦斯、地应力及煤的物理力学性质 3 个条件。根据国内部分突出矿井开始发生突出深度的测定和计算，突出危险煤层的瓦斯压力皆为 0.74MPa 以上，因此，D 表达式中，当 p 大于 0.74MPa，则具有突出危险，或认为具备突出条件，应进一步确定其突出危险性；当 p 小于 0.74MPa，即指括号内值小于零，可认为无突出危险。地应力大小是决定突出的重要因素，但由于原岩应力难以测定，迄今尚无充分的实测数据来证明突出与非突出区域应力差别，且研究说明煤层除自重应力外，还存在构造应力，目前很难实测其绝对值来作为预测指标，考虑到地应力因素随深度增加而增大，故 D 表达式中以埋藏深度 H 作为指标参数之一，只有当 $0.0075\frac{H}{f}-3>0$，即 $H>400f$ 时，才有可能发生突出。该式作为预测突出可能性条件，目前已较广泛应用。

煤的突出危险性和 Δp 及 f 之间并不存在着单值联系，综合指标 K 是经多年对突出煤性质的大量研究后提出的。K 值表征煤质与突出有关的 2 种基本性质。K 值大小反映煤本身发生突出的难易程度，是发生突出的必要条件之一。

中国制定的突出危险临界值见表 2。

表 2　突出区域预测综合指标 D 和 K 的临界值

综合指标	综合指标 K	
D	无烟煤	其它煤种
0.25	20	15

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

（屠锡根）

tuchu yuce

突出预测　(outburst hazard prediction)　在煤田勘探、开拓和采掘过程中，采用各种方法对煤层突出危险性进行评估的工作。煤(岩)与瓦斯突出呈区域分布，在突出煤田开采时，仅有某些个别区域或区段具有突出危险性，这是突出预测的基础。突出预测的任务是预先确定突出危险区域或区段及其突出危险程度。在煤田勘探、新井建设、新水平和新采区开拓以及采掘过程中，都要进行突出预测。突出预测是煤矿防治突出的重要环节，它使防突措施更加有的放矢，可大量减少措施的使用范围，从而节约大量措施费用。中华人民共和国煤炭工业部制定的《防治煤与瓦斯突出细则》对突出预测的分类、危险性划分、预测方法和采用的指标作出了规定。预测方法有区域突出危险性预测(简称区域预测)和工作面突出危险性预测(简称工作面预测)2 类。预测时采用的指标有瓦斯参数、地应力参数和煤质参数，这些参数有密切联系，相互依存。突出预测基于人们对突出机理认识的变化已由经验性预测发展到单项指标预测和综合指标预测，且综合指标预测已成为世界各国突出预测发展的趋势。中国已研制出能在现场测定预报各参数的便携式仪表。

预测指标　基于当前对突出机理的认识，世界各开采突出煤层的国家结合各自的科研和生产实践提出了许多预测突出的指标，其同类参数的物理实质是相似的，归纳起来，有瓦斯参数、地应力参数和煤质参数 3 类。这些参数是密切联系的，它们的变化是相互依存的。

瓦斯参数　包括煤层原始瓦斯压力和含量、煤层残存瓦斯压力和含量、煤的瓦斯解吸指标等。

煤层瓦斯压力和含量　作为突出区域预测的指标为许多国家所采用，各国规定的突出危险临界值各不相同，澳大利亚为 $13m^3/t$、法国为 $16m^3/t$，乌克兰顿巴斯矿区各煤层瓦斯含量临界值随煤变质程度的提高而增大，为 $8\sim15m^3/t$ 可燃。中国规定的瓦斯含量临界值为 $10m^3/t$ 可燃。德国认为当煤层的可解吸瓦斯含量(煤的原始瓦斯含量与 0.1MPa 瓦斯压力下瓦斯含量之差)达 $9m^3/t$ 或更高时，煤层有潜在突出危险性。

地应力参数　包括开采深度、钻屑排出量、声发射强度、电磁发射强度以及氧气和氮气组分变化等。

煤质参数　包括煤化程度、煤结构破坏程度、强度、裂隙空隙性质、渗透性以及煤的放散瓦斯初速度指标等。

一些国家认为当煤的变质程度低、煤的可燃挥发分超过一定数值时，煤层无突出危险。

预测方法的发展 从发展、演变角度看，概括起来可分为经验性预测法、单项指标预测法和综合指标预测法3个阶段。

经验性预测法 根据地质构造、煤层赋存条件和突出预兆预测突出危险性的方法。是20世纪50年代前预测突出危险性的主要方法。这类预测法有较大的主观性，预测突出准确率较低。

单项指标预测法 借助仪表或装置测定单项指标来预测煤层的突出危险性的方法。20世纪50年代，不少国家曾仅用煤层瓦斯压力或煤的瓦斯放散初速度指标（Δp）预测突出危险性。该法克服了经验法的主观性，但由于突出是在综合因素影响下发生的复杂现象，因而单项指标法预测突出的准确率仍然不高（见突出区域预测）。

综合指标预测法 以多参数预测突出的危险性的方法。中国应用综合指标法预测突出危险性时主要考虑地应力、瓦斯压力和煤强度及瓦斯放散初速度指标，综合指标为D、K（见突出区域预测）和R（见工作面突出预测）。原苏联应用瓦斯压力、煤的瓦斯放散初速度指标和煤强度3参数的综合指标预测煤层的突出危险性，原捷克斯洛伐克和日本应用煤层残存瓦斯压力和钻孔瓦斯涌出初速度综合预测突出危险性。综合指标法已成为世界各国突出预测发展的趋势。

参考书目

А. Т. Айруни, Л. А. Вайнштейн, Прогнозирование и предотвращение внезапных выбросов угля и газа за рубежом, Москва, 1991.

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

（王佑安）

W

wasi baozha

瓦斯爆炸 (gas explosion) 瓦斯和空气混合后，在一定的条件下，遇高温热源发生的热—链式氧化反应，并伴有高温及压力（压强）上升的现象。瓦斯爆炸时能出现温度高达2150～2650℃的焰面和压力达2～10MPa、速度达340m/s、甚至每秒数千米的冲击波，并产生大量剧毒的CO等有害气体，会造成人员伤亡和摧毁井巷设施和设备、有时还会引起煤尘爆炸和火灾，使生产难以在短期内恢复。瓦斯爆炸是煤矿中特有的后果极严重的一种自然火害。

瓦斯爆炸是一种复杂、激烈的氧化过程，它必须具备一定条件才能发生，而且该条件受多种因素影响而变化。采取有效措施，避免发生瓦斯爆炸，对煤矿安全生产具有重要意义。中国《煤矿安全规程》对瓦斯的管理作了明确的规定。

爆炸反应过程 瓦斯爆炸是一个复杂的激烈氧化过程，在0.1MPa、25℃条件下，其化学反应式（最终结果）为：

$$CH_4-2O_2\rightarrow CO_2+2H_2O+热量$$

如果O_2不足，反应最终式为：

$$CH_4+O_2\rightarrow CO+H_2+H_2O+热量$$

瓦斯爆炸是一种连锁反应（热－链式反应）。在爆炸性混合体积吸收一定能量（热能）后，反应分子的链断裂、离解成2个或2个以上具有很大化学活性的游离基（又称自由基），形成活化中心，在适合的条件下，每一个游离基又进一步分解、再产生2个或2个以上的游离基，这样分解下去，游离基愈来愈多，化学反应也愈来愈快，最后就发展为燃爆式氧化反应。瓦斯爆炸的中间反应过程的反应方式是CH_4吸收能量分解为$[CH_3]$和[H] 2个游离基，$[CH_3]$和[H]又分别与O_2反应各自生成2个新的游离基[HCHO]、[OH]和[OH]、[O]：

$$[CH_3]+O_2\rightarrow [HCHO]+[OH]$$

$$[H]+O_2\longrightarrow [OH]+[O]$$

这些游离基又进一步反应：

$$[OH]+CH_4\rightarrow [CH_3]+H_2O$$

$$[O]+CH_4\longrightarrow [OH]+[CH_3]$$

$$[HCHO]+O_2\longrightarrow CO+[O]+H_2O$$

$$CO+O_2\longrightarrow CO_2+[O]$$

如此迅速发展，反应就会以极其猛烈的形式表现出来，其最终产物是CO_2与水蒸气；供O_2不足时出现CO和H_2。

造成连锁反应中断，不会发展为瓦斯爆炸的条件有：

（1）混合气体中的氧浓度不够，不能按$[CH_3]+O_2\rightarrow [HCHO]+[OH]$、$[H]+O_2\longrightarrow [OH]-[O]$式进行。

（2）[OH]游离基不与CH_4起反应，而与[H]游离基结合生成H_2O，即$[OH]+[H]\longrightarrow H_2O$。

（3）活化中心与固体表面（或粒子）碰撞，失去其活化能。

（4）混合气体中加入足够数量的能与活化中心起反应的某些元素（如卤族元素）结合活化中心的分子，减少活化中心数量。

爆炸条件及其影响因素 瓦斯爆炸必须具备有一定浓度的瓦斯、高温热源和足够的氧气3个条件。

瓦斯浓度 瓦斯浓度过低，氧化生成的热量与分解的活化中心都不足以发展成连锁反应（爆炸）；而瓦斯浓度过高，相对来说氧的浓度就不够，不但不能生成足够的活化中心，而且氧化反应所产生的热量也易被吸收，也不能形成爆炸。因此，瓦斯只有在一定的浓度范围内才发生爆炸。在新鲜空气中，瓦斯浓度达9.5%时，混合气体中的瓦斯和氧气全部参加反应，化学反应最完全，产生的温度和压力也最大。

瓦斯爆炸是指火焰从火源占据的空间不断地传播到爆炸性混合气体所在的整个空间的过程，因而，把能使火焰锋面传播到爆炸性混合气体占据的全部空间的瓦斯的最低浓度，称为爆炸下限；把能使火焰锋面传播到爆炸性混合气体占据的全部空间的瓦斯的最高浓度称为爆炸上限；把能最易（即在最低着火能量下）激发

着火（爆炸），并且爆炸中能释放出最大能量的浓度称为最佳爆炸浓度。瓦斯（甲烷）在新鲜空气中的爆炸下限为5%～6%，上限为14%～16%，爆炸浓度范围为5%～16%。最佳爆炸浓度下的爆炸有最大的动力效应——最大的火焰锋面速度、最强的冲击波、最高的火焰锋面温度和最高的冲击波波峰压力。在新鲜空气中，瓦斯的最佳爆炸浓度为7%～8%。

当瓦斯浓度低于爆炸下限时，遇火源不爆炸，只能在火焰外围形成稳定的浅蓝色燃烧层；当瓦斯浓度高于爆炸上限时，遇火源不爆炸、也不燃烧，如果有新鲜空气供入，则在它们的接触面上燃烧。发生最初着火（爆炸）的瓦斯浓度因火源不同而异（表1）。

表1 最初爆炸的瓦斯浓度

着火源	爆炸下限（%）	最佳爆炸浓度（%）	爆炸上限（%）
正常条件下弱火源	5	6.5～8.5（最低着火能量0.28mJ）	15
强火源	2	8.5～10	75

瓦斯爆炸浓度范围不是固定不变的，它受到许多因素的影响，其中主要有其它气体的混入、煤尘的混入、初始压力和初始温度、氧浓度。

气体的混入　甲烷同系物（乙烷、丙烷等）混入可以降低瓦斯爆炸下限，当几种可燃气体同时存在时，可根据下式求得混合气体的爆炸上限和下限：

$$N=\frac{100}{\frac{C_1}{N_1}+\frac{C_2}{N_2}+\frac{C_3}{N_3}+\cdots+\frac{C_n}{N_n}}$$

式中N为混合气体的爆炸下限或上限，%；N_1、N_2、N_3、N_n为混合气体中各种可燃气体组分的爆炸下限或上限（表2），%；C_1、C_2、C_3、……、C_n为各种可燃气体组分占可燃气体总和的体积百分比，%；$C_1+C_2+C_3+\cdots+C_n=100\%$。

如在瓦斯混合气体中有惰性气体，则爆炸浓度范围按下式计算：

$$N=\frac{\left(1+\frac{C}{1-C}\right)100}{100+N_1-\frac{C}{1-C}}$$

式中N、N_1为含惰气的混合气体的和混合气体中可燃气体部分的爆炸上限或下限，%；C为混合气体中惰性气体的体积百分比，%。

表2 可燃气体的爆炸浓度范围

可燃性气体名称	化学符号	瓦斯—空气混合物引燃温度/℃（p=101.3kPa）	瓦斯—空气混合物爆炸浓度范围（t=20℃，p=101.3kPa）（%）		燃烧能量最低值/mJ	为烧尽1个容积的瓦斯所需要的容积数		1个容积的瓦斯烧尽时形成的CO_2容积
			下限	上限		空气	氧	
氢	H_2	51	4.00	75.2	0.019	4.76	1.0	
甲烷	CH_4	645	4.90	15.4	0.280	9.52	2.0	1
乙烷	C_2H_6	520	3.22	12.5	0.274	16.67	3.5	2
丙烷	C_3H_3	510	2.40	9.5	0.263	23.80	5.0	3
丁烷	C_4H_{10}	490	1.90	8.4	0.250	30.95	6.5	4
戊烷	C_5H_{12}	460	1.45	7.8	0.230	38.11	8.0	5
已烷	C_6H_{14}	400	1.25	6.9	0.214	45.26	9.5	6
乙烯	C_2H_4	540	2.75	28.6	0.062	14.29	3.0	2
一氧化碳	CO	605	12.50	74.2	0.326	2.38	0.5	1
硫化氢	H_2S	270	4.30	45.5	0.077	7.14	1.5	
二氧化硫	SO_2		3.30	40.4				
汽油蒸气		230	1.10	5.0～7.0	0.1～0.25	58.8	12.3	

煤尘　具有爆炸性的煤尘在300～400℃时能挥发出可燃气体，因而混入具有爆炸性的煤尘可使瓦斯爆炸下限降低（图1）。

初始压力　初始压力增加，爆炸上限提高，爆炸下限基本不变（表3）。

初始温度　随着初始温度的增加，爆炸下限降低、

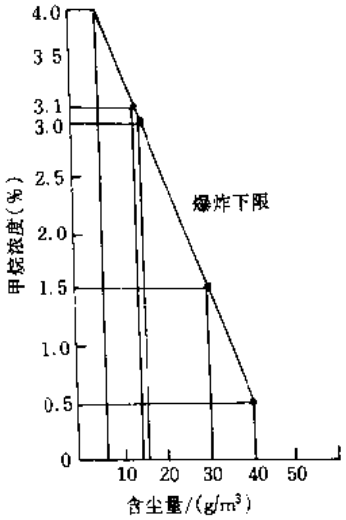


图 1 含煤尘混合气体的爆炸下限与瓦斯浓度和含尘量关系

表 3 爆炸浓度范围与初始压力的关系

混合气体初始压力 /MPa	爆炸下限 (%)	爆炸上限 (%)
0.1	5.6	14.3
1.0	5.9	17.2
5.0	5.4	29.4
12.5	5.7	45.7

表 4 爆炸浓度范围与初始温度的关系

混合气体初始温度 /℃	爆炸下限 (%)	爆炸上限 (%)
20	6.00	13.40
100	5.45	13.50
300	5.40	14.25
600	3.35	16.40
700	3.25	18.75
900		29.00

爆炸上限提高，爆炸浓度范围扩大(表 4)。

氧气浓度 任何瓦斯混合气体只在某一氧含量时才能爆炸。通常用爆炸三角形(见煤矿气体爆炸性判定仪)*BCE* 确定(图 2)，图中 *A* 点表示通常的大气，即含氧 20.93%、含氮和二氧化碳 79.07%，瓦斯空气混合气体用 *AD* 线表示(*AD* 线在 $CH_4=100\%$ 时与横坐标相交)*B*、*C* 点分别表示爆炸下限与上限，*BE* 为混合气体爆炸下限线，*CE* 为混合气体爆炸上限线；在爆炸三角形 *BCE* 范围(1 区)的混合气体均有爆炸性，*BEF* 线左边的 2 区为不爆炸区，*CEF* 线右边 3 区为补充氧气后可能爆炸区。

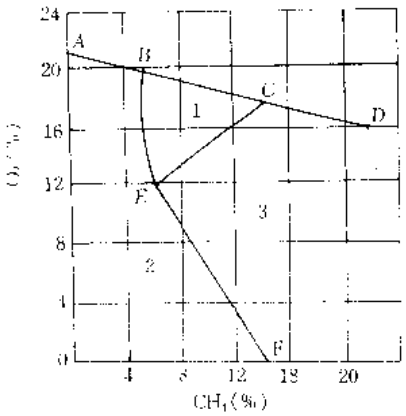


图 2 瓦斯空气混合气体爆炸界限与氧浓度和瓦斯浓度关系

瓦斯爆炸浓度范围随混合气体中氧气浓度的降低而缩小。当氧气浓度降低时，瓦斯爆炸下限缓慢地增高(*BE* 线)、爆炸上限则迅速下降(*CE* 线)，*E* 点为临界点，其氧气浓度为 12%，因而当氧气浓度低于 12%时，混合气体即失去爆炸性。

爆炸三角形常用来判断封闭和启封火区、惰性气体灭火时的瓦斯爆炸危险性。瓦斯矿封闭火区时，切断火区通风后，如果瓦斯浓度增长较快，氧浓度降低较慢，由混合气体中氧浓度与瓦斯浓度所决定的坐标点有可能从 2 区进入 *BCE* 的爆炸区内，这时遇火就会发生爆炸；火区封闭不严或启封火区时，新鲜空气不断流入，也可能使火区内的混合气体具有爆炸性(坐标点由 3 区进入 1 区)。中国研制有便携式爆炸三角形测定仪，用于矿山救护工作。

高温热源 包括炽热的物体和火源，火源又分为弱火源和强火源 2 类。弱火源包括敞开的燃烧火焰、热火花等，弱火花引起的爆炸不会形成冲击波，不会使沉积煤尘成浮游状态；强火源包括电弧、电火花、炸药爆破后的产物、瓦斯煤尘爆炸的火焰锋面或冲击波，强火源引起的爆炸会产生冲击波，并能将沉积煤尘扬起，形成浮游状态。炸药爆破后的产物的温度可达 4500℃；电弧、电火花的平均温度为 4000℃；速度大于 1250～1350m/s 的冲击波，其波锋后面的温度可达 5000℃。火柴明火焰的温度为 1200℃；点燃的烟卷温度为 600～800℃。摩擦火花的起始温度可达到被摩擦的互相撞击的金属的氧化物的熔点。

原苏联的统计资料表明：强火源引起的瓦斯爆炸占60%；弱火源引起的瓦斯爆炸只占23.1%。

高温热源的存在并不一定能使具有爆炸性的瓦斯与空气的混合气体发生爆炸，只有当高温热源的温度达到一定值（最低点燃温度），且具有一定的能量（最低点燃能量）作用一定时间（感应期）后才能导致瓦斯爆炸。

最低点燃温度 点燃瓦斯所需要的最低温度。最低点燃温度主要取决于矿内大气中的瓦斯浓度、压力和点燃状态。瓦斯混合气体的最低点燃温度在绝热压缩时为565℃、在燃烧的表面接触时为650℃，最低点燃温度随压力的增高而降低。大气压力下，不同瓦斯浓度的混合气体的最低点燃温度见表5。

表5 不同瓦斯浓度混合气体的最低点燃温度

瓦斯浓度(%)	2	3	3.95	7	9	10	11.75	14.35
最低着火温度/℃	710	700	691	697	701	714	724	742

最小点燃能量 点燃瓦斯所需要的最低能量。为0.28mJ。

感应期 瓦斯与高温热源开始接触到发生爆炸或燃烧所间隔的时间。瓦斯与高温热源接触并不立即发生燃烧或爆炸，而要经过一段时间的现象叫引火延迟性。任何一个热源，只有当其作用延续时间超过感应期时才是危险的。感应期与瓦斯浓度、热源温度有关（表6）。瓦斯混合物中含有甲烷同系物或混合气体压力升高时，感应期均会缩短。

表6 感应期与瓦斯浓度、热源温度的关系

瓦斯浓度(%)	热源温度/℃						
	775	825	875	925	975	1075	1175
	感应期/s						
6	1.08	0.58	0.35	0.20	0.12	0.039	
7	1.15	0.60	0.36	0.21	0.13	0.041	0.010
8	1.25	0.62	0.37	0.22	0.14	0.042	0.012
9	1.30	0.65	0.39	0.23	0.14	0.044	0.015
10	1.40	0.68	0.41	0.24	0.15	0.049	0.018
12	1.64	0.74	0.44	0.25	0.16	0.055	0.020

各种热源中，炸药爆破后的产物和电火花的作用时间很短（10^{-6}～10^{-2}s），电弧及瓦斯爆炸的火焰锋面有较长的作用时间（10^{-1}～1s），明火和灼热体的作用时间最长。对于瓦斯矿井，在炸药及雷管质量合格、炮泥充填符合要求的情况下，尽管炸药爆破产物温度可达4500℃，但由于其作用时间比感应期短，不会引起瓦斯爆炸。

预防瓦斯爆炸的措施 包括搞好矿井通风、分源治理瓦斯、及时检查和处理局部积聚瓦斯、杜绝引爆火源等（见矿井通风、瓦斯局部聚积、瓦斯抽放、矿用防爆型电气设备）。中国《煤矿安全规程》对此作了较详细的规定，各矿也探索、总结出了行之有效的管理措施和具体技术措施，收效显著。在采取综合治理技术措施的基础上，实现连续自动化的监测将是预防瓦斯爆炸的方向。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

吴中立主编，《矿井通风与安全》中国矿业大学出版社，1989。

Мясников А. А. И др. Предупреждение взрывов Газа и пыли в утольных шахтах. М. 《недра.》, 1985.

（于不凡）

was: choufang

瓦斯抽放 （gas drainage） 采用专用设施把煤层、岩层或采空区瓦斯抽出的措施。抽放瓦斯不仅是降低涌入井下巷道的瓦斯量、提高高瓦斯矿井生产能力的重要手段，防止煤与瓦斯突出危险煤层发生突出的有效措施；而且是开发煤层瓦斯资源，减少排入大气的瓦斯、减小温室效应、保护大气环境的有效措施。一个矿井或一个采区、工作面是否有必要抽放瓦斯，要从安全生产、经济效益、改善劳动条件和充分利用瓦斯能源角度综合考虑。当用通风方法解决瓦斯问题不可能或不合理时，就应采取抽放瓦斯措施。中国《煤矿安全规程》对瓦斯抽放条件、设施的设置与管理等作了明确的规定。从煤层中是否能抽出瓦斯，决定于煤层瓦斯压力、煤层透气性等因素。瓦斯抽放是借助钻孔、巷道或向采空区插管收集瓦斯，经瓦斯管路、瓦斯泵将瓦斯抽出。抽放方法有不同的分类。图1所示为一矿井瓦斯抽放系统示意图。为了提高抽出瓦斯量，开采低透气性煤层的高瓦斯矿井，有时还需采取水力压裂、水力割缝等强化抽放措施，或采用综合抽放瓦斯方法。进行瓦斯抽放时，必须进行瓦斯抽放设计，以确定抽放方法、抽放能力、抽放规模、抽放系统；据煤层瓦斯储量估计瓦斯可抽量、年抽放量、抽放系统服务年限，并确定抽出瓦斯的利用和管理制度等。常用瓦斯抽放率来衡量矿井瓦斯抽放效果。

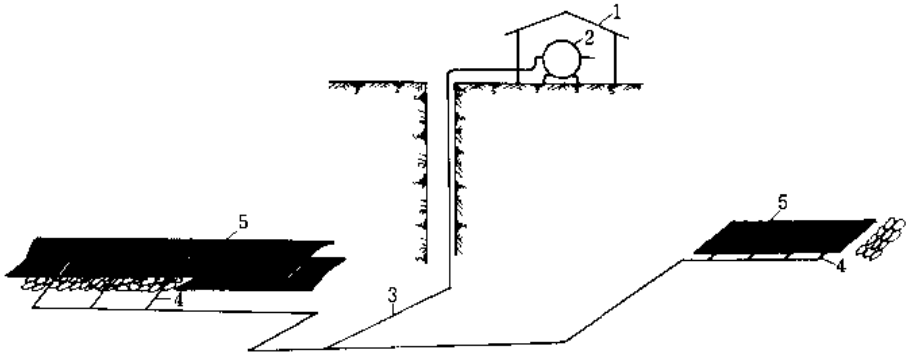


图 1 瓦斯抽放系统示意图

1—抽放瓦斯泵房；2 抽瓦斯泵；3 抽放管道；
4—抽瓦斯钻孔；5—被抽放煤层

对瓦斯的抽放和利用，有一个发展过程，17 世纪国内外学者就开始了研究，20 世纪中叶就进入较大规模的工业性应用阶段。1987 年国外已有苏联、美国等 16 个国家的 619 个矿井实施了瓦斯抽放措施，共抽出瓦斯 5431Mm³。中国 1996 年有 133 个矿共抽出瓦斯 631Mm³，利用率为 66%；1997 年抽出瓦斯 700Mm³。随着科学技术的发展，瓦斯的抽放和利用技术必将得到进一步完善与发展。

发展简史 1637 年，中国科学家宋应星所著《天工开物》一书中，记载有利用竹管引排煤中瓦斯的方法，这是世界煤矿引排瓦斯最早的文献报导。1730 年，英国维特黑温矿首次将喷出瓦斯引排至地面，用作试验室燃料。1938 年，中国抚顺矿区龙凤矿将采空区瓦斯引排至地面，充入高压瓶加以利用；1940 年，该矿建立了容积为 100m³ 的瓦斯罐，用瓦斯抽放泵和专用管道将采空区瓦斯抽至地面，作为民用；抽出的混合瓦斯量约为 10m³/min，甲烷浓度为 30%～40%，这是世界首次工业规模的煤矿瓦斯抽放。国外最早工业规模抽放瓦斯是 1943 年在德国鲁尔矿区的曼斯费尔得矿进行的，当时是抽放上邻近层瓦斯，抽出瓦斯量约为 5m³/min。1951 年，苏联在库兹巴斯北方矿进行了首次瓦斯抽放，当时用顺层钻孔抽放下邻近层的瓦斯，日抽出瓦斯量 1200m³。1943～1948 年期间，仅德国煤矿进行工业规模的瓦斯抽放，年抽放瓦斯量 4.5～6.5Mm³。1949～1950 年期间，比利时和英国先后进行工业规模的瓦斯抽放，世界煤矿年抽放瓦斯量增至 57Mm³。自 1951 年起，煤矿抽放瓦斯得到了蓬勃发展，1951～1987 年期间，抽放矿井数由 68 个增至 619 个，年抽放瓦斯量由 134.6Mm³ 增至 5431Mm³（表 1）。

表 1 世界煤矿抽放矿井数和抽放瓦斯量变化动态

年份	抽放矿井数/个	年抽放瓦斯量/Mm³	年份	抽放矿井数/个	年抽放瓦斯量/Mm³
1951	68	134.6	1981	594	4500.4
1955	142	690.7	1982	595	4700.8
1960	305	1343.3	1983	610	4950
1965	416	2270	1984	618	5175
1970	476	2997	1985	623	5280
1975	524	3655.3	1987	619	5431
1980	585	4440.4			

国外瓦斯抽放 自 20 世纪 50 年代起瓦斯抽放在苏、英、德、日、法、波等国煤矿得到了迅速发展。根据 1986～1987 年统计，国外已有 16 个国家进行了煤矿瓦斯抽放，其矿井瓦斯涌出量、抽放瓦斯量和抽放矿井数见表 2。

国内瓦斯抽放 20 世纪 50 年代，中国仅有抚顺、阳泉、天府和北票 4 个矿务局的 6 个矿井抽放瓦斯，抽放瓦斯量为 60Mm³/a。至 1992 年末，已在 31 个矿务局的 111 个矿井建立了抽放瓦斯系统，年抽放瓦斯量达 534Mm³/a。根据 1992 年的统计，年抽放瓦斯量大于 5Mm³ 的矿区有 21 个，抽放矿井 87 个，总抽放瓦斯量为 510.6Mm³/a，占全国总抽放瓦斯量的 95.9%，（见表 3）。1993 年底，中国在 39 个矿务局 115 个矿建立 125 个瓦斯抽放站，抽出瓦斯 530Mm³；有 68 个矿进行瓦斯利用，占抽放瓦斯矿井数的 59.1%，利用量 350Mm³，利用率 66%。

瓦斯抽放方法 矿井抽放瓦斯方法按瓦斯来源分

表 2 各国煤矿抽放瓦斯统计（1986～1987 年）

指标	苏联	德国	美国	英国	捷克斯洛伐克	波兰	日本	法国	澳大利亚	南斯拉夫	加拿大	比利时	保加利亚	匈牙利	罗马尼亚	土耳其
井工采煤量/（Mt/a）	420	89	275	91	30	198	15	15	58	110	12	6.5	5.5	18	24	10
矿井瓦斯涌出量/（Mm^3/a）	7500	2810	5200	2650	1100	950	580	510	690	840	260	200	100	280	250	100
矿井平均相对瓦斯涌出量/（m^3/t）	17.9	31.5	18.9	28.6	36.6	4.3	36	34	14.2	7.6	21.6	30.7	18.8	15.5	10.4	10
抽放矿井数/个	215	32	19	85	18	19	11	12	12	12	7	6	2	5	2	2
抽放瓦斯量/（Mm^3/a）	2055	675	560	390	330	260	200	178	120	80	47	25	12	11	7	6

表 3 1992 年中国主要抽放瓦斯矿区的抽放井数和抽放瓦斯量

序号	矿区名称	抽放矿井数/个	抽放瓦斯量/（Mm^3/a）	序号	矿区名称	抽放矿井数/个	抽放瓦斯量/（Mm^3/a）	序号	矿区名称	抽放矿井数/个	抽放瓦斯量/（Mm^3/a）
1	抚顺	3	109.73	8	铁法	5	16.80	15	盘江	5	8.16
2	阳泉	11	106.11	9	水城	4	14.11	16	鹤壁	5	8.02
3	松藻	5	60.70	10	芙蓉	2	13.87	17	石炭井	1	7.99
4	天府	5	26.59	11	峰峰	3	11.97	18	丰城	4	7.90
5	南桐	6	26.03	12	焦作	7	11.36	19	山西地方	2	7.37
6	中梁山	2	24.31	13	鹤岗	1	9.04	20	鸡西	4	7.30
7	六枝	6	18.35	14	开滦	3	8.69	21	北票	3	6.21

为：开采层抽放、邻近层抽放、采空区抽放、围岩抽放和综合抽放瓦斯法 5 种；按收集瓦斯的方法不同分为钻孔法、巷道法和钻孔与巷道综合法；按抽放瓦斯原理不同分为未卸压抽放、卸压抽放和人为提高煤层透气性的强化抽放。

未卸压抽放 靠煤(岩)层的瓦斯压力和天然透气性实现抽放瓦斯的方法。有石门、立井揭开煤层前的局部预抽，采区大面积预抽煤层瓦斯等。

卸压抽放 靠采掘巷道对周围煤体的卸压作用导致煤层透气性的增大实现抽放瓦斯的方法。邻近层瓦斯抽放、边采边抽和边掘边抽皆属此类。

强化抽放 采用各种特殊的方法，人为地提高煤层的透气性。实现抽放瓦斯的方法。该法适用于原始透气性较低、用一般方法抽放瓦斯效果难以满足生产需要的煤层。水力压裂、水力冲孔、水力割缝、松动爆破和煤层物理化学处理等皆属此类。

抽放瓦斯方法的选择取决于煤层赋存条件、瓦斯来源和瓦斯含量、煤层透气性等。中国抚顺、峰峰、焦作和丰城等矿区，因瓦斯主要来源于开采层，故以开采层抽放为主；阳泉、松藻、天府等矿区瓦斯主要来自邻近层，故以邻近层抽放为主。根据 1988 年的统计，中国开采层瓦斯抽放量占 55%，邻近层瓦斯抽放量占 42%，采空压和围岩的瓦斯抽放量占 3%。原苏联和德国邻近层瓦斯抽放量分别占 78%和 75%。

发展趋势 随着世界煤炭工业的发展，特别是开采深度的加大引起的煤层瓦斯含量增加、机械化开采引起的生产集中，矿井抽放瓦斯的必要性与日俱增、已越来越成为开采高瓦斯煤层的一个必不可少的生产环节。

世界各国根据煤层赋存条件、煤层瓦斯含量和开采工艺条件试验应用了多种抽放瓦斯方法，对煤层的可抽性、抽放瓦斯合理参数等都进行了广泛的理论和现场试验研究，完善了抽放瓦斯装置，改进了封孔技术，更新了抽放瓦斯参数的检测仪表。国外一些抽放瓦斯泵站已实现了自动检测和控制。

在抽放瓦斯方法上，技术发展的总趋势是由单一抽放法向综合抽放法（在同一矿井或工作面针对不同瓦斯源采取不同的抽放瓦斯方法的方法）过渡。1985 年，苏联用综合抽放法抽出的瓦斯量达 112Mm^3。

提高单一低透气性煤层瓦斯抽放效果，是世界煤矿瓦斯抽放的主要难题之一。国内外进行了大量的试验研究，曾试验过密集钻孔、大直径钻孔、交叉钻孔、

网格布孔、水力割缝、水力压裂，水力冲孔、煤层物化处理和松动爆破等多种强化抽放瓦斯的措施，但其中绝大多数措施，由于工艺复杂、工程量大，未能在生产中推广使用。寻求工艺较简单的单一低透气性煤层强化抽放瓦斯措施是今后的发展方向；目前，在这方面已提出的研究试验内容有水力脉冲压裂，煤孔逐段压裂和高能气体致裂法等。

参考书目

Г. Д. Лидин, газообильность каменноугольных шахт СССР, м. 《НАУКА》, 1987.

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980，

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

（王佑安）

wasi choufang jiance xitong

瓦斯抽放监测系统 (monitoring system for gas drainage) 对矿井瓦斯抽放系统有关参数进行自动监测的装置。用于提高抽放率、降低工作面空气中的甲烷浓度；确保抽放管路中的甲烷浓度远高于甲烷爆炸上限，避免发生爆炸，保证抽放管路的安全；检查抽放管路的气密性和抽放管路内有无水堵塞现象等。主要由测量压力、流速（流量）、浓度及温度等参数的传感器，具有信号变换、传输与控制功能的分站以及具有数据处理、显示、储存、打印、程序控制功能的地面总站3部分组成。同控制安全及动力的设施相结合，即构成瓦斯抽放监控系统。

监测内容 包括井下及地面2部分内容。井下管路测定内容包括压力、瓦斯（甲烷）浓度、流量、温度、钻孔中漏气源的定位和流量的测定。井下管路压力测定有测定抽放管路中某一点的内外压力差（钻孔中或抽放管路中的负压）、测定抽放管路中两测点之间的压力差或孔板前后的压差、测定绝对压力（大气压）3种形式。地面监测内容包括泵的负压侧管路中的温度、流量、甲烷浓度和绝对压力的测定，泵的循环水的温度测定，抽放泵站环境空间的瓦斯浓度的测定，抽放泵的供水水位的测定，泵体温度和轴的温度的测定，管路内部阻爆灭火装置的工作状态的测定内容。

监测过程及功能 实施监测时，传感器将有关参数转化为相应的电信号，并通过分站传输到地面总站，地面总站通过程序控制对所测参数进行显示、打印、储存，当某一参数超过预定值时发出警报。

主要功能有：①连续跟踪多点的抽放状态，特别是调节阀门开关等瞬时变化带来的影响，也可快速监测管路断裂、水堵、不正常压力降等非常状态；②连续记录抽放状态；③测定在一定抽放管路条件下不同压力和温度下的纯甲烷流量。

沿革 专用的瓦斯抽放监测系统于20世纪70年代在欧洲出现，典型的系统有法国的TCC、SCI76，英国的T. D. M系统。系统往往采用三用途传感器，即用3个测量热敏电阻和一个基准热敏电阻同时测定抽放管路中与测量地点井下压力相比的负压值、抽放流量与甲烷（瓦斯）浓度。利用弹性膜片受压变形原理测定压力或负压；用热导原理，测定高浓度瓦斯，个别采用红外线吸收原理测定。中国尚没有瓦斯抽放监测系统定型产品。

发展趋势 20世纪80年代以来，随着煤矿环境监测系统的发展，瓦斯抽放监测系统作为独立的远距离集中监测系统已显得不必要，将逐步成为全矿井集中监测系统的一部分。抽放参数的监测可靠性主要取决于传感器，其发展趋势将是：①压力测定采用硅应变片及膜片电容型传感器；②流速测定采用没有转动部件的超声波涡街传感器。

（尹芳雄 于殿泰）

wasi choufanglü

瓦斯抽放率 (methane drainage efficiency) 抽出瓦斯量占矿井排出瓦斯总量（包括抽出量和通风排出量）的百分率。是衡量抽放瓦斯效果的重要指标，也是抽放瓦斯设计的主要依据。有矿井、采区、工作面瓦斯抽放率之分，受煤层抽放瓦斯难易程度、抽放方法和工艺、抽放时间、层间距离等因素影响。中国一些矿井20世纪70年代的瓦斯抽放率见表1，不同抽放方法的抽放率见表2；采区瓦斯抽放率与抽放时间的关系如图1所示，邻近层瓦斯抽放率与层间距的关

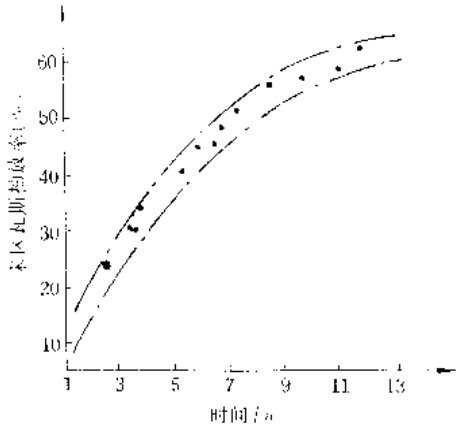


图1 抽放率与抽放时间关系图

系如图 2 所示。原苏联用地面钻孔抽放邻近层和采空区瓦斯的抽放率为 50%～70%，用沿层钻孔抽放邻近层瓦斯的抽放率为 60%～70%；英国利用顶板或底板钻孔抽放邻近层瓦斯的抽放率分别为50%和15%～30%；波兰雷布尼克矿区 1960～1974 年的瓦斯抽放率由 26.3%上升至 52%～59.3%；日本北海道煤矿的瓦斯抽放率为 34%～38%。

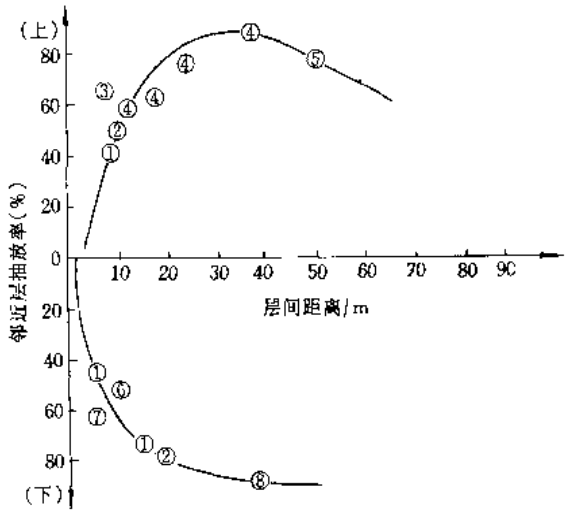


图 2 抽放率与层间距关系图

1—中梁山煤矿；2—北票台吉矿；3—阜新兴隆矿；4—阳泉各矿；5—包头五当沟矿；6—南桐煤矿；7—鸡西滴道矿；8—天府煤矿

表 1 中国一些矿井 20 世纪 70 年代的瓦斯抽放率

矿井名称	抽出纯瓦斯量/(m³/min)	矿井瓦斯风排量/(m³/min)	矿井抽放率(%)
抚顺龙凤矿	105	90.1	53.8
抚顺老虎台矿	80	106	43.0
抚顺胜利矿	58	33.92	63.5
阳泉一矿北头嘴井	19.4	99.21	16.35
阳泉二矿小南坑	22.1	69.5	24.1
阳泉三矿一号井	24.9	97.59	20.4
阳泉四矿二井	9.1	26.64	14.75
四川大府矿南井	6	39.64	13.2
四川中梁山矿北井	8	39.1	16.9
四川中梁山矿南井	12	30.93	28.0
四川南桐矿一井	1.5	17.17	7.63
北票台吉矿竖井	5	36.0	12.2
鹤壁六矿	3.6	28.5	11.2
包头河滩沟矿	28.0	37.93	40.5
阜新新邱竖井	6.5	23	22
辽源西安矿	1.75	55.97	9.9
焦作朱村矿	2.5	17	13.2
鸡西滴道一井	4	7.49	34.8
涟邵立新矿蛇形山井	1.8	11.16	27.7
淮南谢二矿	4.5	34.85	11.4
本溪彩屯矿	0.67	27.39	2.38
铁法大明二井	4.7	27.28	14.7
峰峰羊渠河矿二井	4.2	26.2	13.8

续表

表 2 各种不同抽放方法的抽放率

瓦斯来源	抽放原理	抽放方法	抽放率(%)
开采层	未卸压抽放瓦斯	1. 用采准巷道抽放	10～30
		2. 打上向、下向顺层钻孔抽放	10～50
		3. 打穿层钻孔抽放	10～30
	利用巷道周围松动及工作面前方松动卸压抽瓦斯	1. 掘进巷道四周抽放瓦斯	20～50
		2. 回采工作面前方抽瓦斯	20～30
	强化抽瓦斯	1. 水力破裂、水力压裂抽瓦斯	20～30
		2. 钻孔水力割缝抽瓦斯	30～40
邻近层	先采下层、卸压，抽上邻近层瓦斯	1. 从维护的巷道用顶板钻孔或顶板巷道抽瓦斯	40～80
		2. 从废弃的巷道用钻孔抽瓦斯	20～50
	先采上层，卸压，抽下邻近层瓦斯	从维护的巷道打底板钻孔抽放瓦斯	30～50

注：围岩瓦斯抽放与邻近层相同。

瓦斯抽放率可根据通风排出瓦斯量和抽出瓦斯量计算，也可据瓦斯源或煤层瓦斯含量计算。计算公式为：

$$\eta_K = \frac{100q_{KC}}{q_{KC} + q_{KY}}$$

$$\eta_B=\frac{100q_{BC}}{q_{BC}+q_{BY}}$$

$$\eta_X=\frac{100X_C}{X_0}$$

式中 η_K 为矿井、采区或工作面的瓦斯抽放率，%；q_{KC} 为矿井、采区或工作面的抽出瓦斯量，m^3/min；q_{KY} 为矿井、采区或工作面的通风排出瓦斯量，m^3/min；η_B 为开采层、邻近层或其它瓦斯源的瓦斯抽放率，%，q_{BC} 为开采层、邻近层或其它瓦斯源的瓦斯抽出量，m^3/min；q_{BY} 为开采层、邻近层或其它瓦斯源的通风排出瓦斯量，m^3/min；η_x 为开采层或邻近层的瓦斯含量抽放率，%；X_C 为开采层或邻近层的吨煤瓦斯抽出量，m^3/t；X_0 为开采层或邻近层的原始瓦斯含量，m^3/t。

进行瓦斯抽放设计时，可根据当前的抽放技术水平选取瓦斯抽放率。目前，抽放开采层瓦斯时，矿井瓦斯抽放率可达 20%～30%，个别矿井可达 50%以上；抽放邻近层瓦斯时，矿井瓦斯抽放率一般可达 30%～40%。

参考书目

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

(王佑安)

wasi choufang sheji

瓦斯抽放设计 (design of gas drainage)

抽放瓦斯前，对抽放瓦斯的工程(抽放方法、工艺等)、所需设备器材、经济效益等的整体规划工作。由设计说明书、设备器材清册、经济概算和施工图纸组成。其依据是上级批准的设计任务书和经审批的“矿井瓦斯抽放可行性研究报告”提供的瓦斯基础资料。可行性研究报告委托专业研究所编写，设计任务书由生产单位(矿务局、矿)和承担设计任务的单位共同编制。设计时应考虑矿井瓦斯赋存情况，并应满足矿井安全生产对抽放瓦斯量的要求。中国《煤矿安全规程》对瓦斯抽放设计条件、设计的审批机关及对瓦斯抽放设施的要求、管理制度和工程质量标准等作了明确规定。

设计原则 瓦斯抽放设计应考虑矿井瓦斯赋存特征、瓦斯储量、井型、服务年限和开拓开采布置。抽放规模与抽放能力应能满足矿井生产期间最大抽放瓦斯量的要求，管道系统应根据矿井巷道布置选择最短的路线，并尽量敷设在回风道内，抽放方法和抽放工艺根据矿井瓦斯主要来源、结合井田地质与开采条件确定，抽放瓦斯泵站的位置应考虑到与地面主要建筑物的安全距离以及瓦斯利用的方便。

抽放瓦斯的可行性 中国《矿井瓦斯抽放管理规范》规定，申请建立地面永久抽放瓦斯系统的矿井应同时具备下列 4 个条件：①一个采煤工作面的瓦斯涌出量大于 $5m^3/min$ 或一个掘进工作面的瓦斯涌出量大于 $3m^3/min$；②矿井瓦斯涌出量大于 $15m^3/min$；③每一个瓦斯抽放系统的抽放量预定可保持在 $2m^3/min$ 以上；④瓦斯抽放系统服务年限在 10a 以上。对不具备②、③、④项条件的大的采掘工作面、有瓦斯喷出危险的岩石裂隙溶洞等个别区域或地点，可用井下抽放泵站进行局部抽放瓦斯，抽出的瓦斯导入采区回风道或总回风道。

煤层在天然透气性条件下预抽瓦斯的可行性，一般用煤层透气性系数 λ、煤层钻孔瓦斯流量衰减系数 α 和百米煤层钻孔极限抽放瓦斯量 Q_j 3 个指标衡量；煤层瓦斯的抽放难易程度据此分为容易抽放 ($\lambda\geqslant 0.24mD$，$\alpha<0.003d^{-1}$，$Q_j>14400m^3$)、可以抽放 ($\lambda=0.24\sim0.0024mD$，$\alpha=0.003\sim0.05d^{-1}$，$Q_j=14400\sim2880m^3$) 和较难抽放 ($\lambda<0.0024mD$，$\alpha>0.05d^{-1}$，$Q_j<2880m^3$) 3 类。

中国规定由专业研究部门编写矿井抽放瓦斯可行性研究报告。主要内容包括：矿井地质与煤层赋存情况，开拓方式与采煤方法，通风与瓦斯涌出情况，瓦斯储量与可抽瓦斯量，抽放量、抽放方式与服务年限，资金概算、设备清册及社会经济效益评估。

设计程序 可行性研究报告经主管部门批准后，首先编写设计任务书和矿井抽放瓦斯方案设计 (初步设计)，并按隶属关系报上级审批，初步设计批准后，编制施工设计，并报上级审批。中国《煤矿安全规程》对矿井抽放瓦斯设计(包括初设和施工设计)报批程序作了具体规定。

抽放瓦斯施工设计 包括抽放瓦斯工程设计说明书、机电设备与器材清册、资金概算与施工图纸 4 个部分。

设计说明书 包括：①矿井概况：矿井地质，开拓、开采与巷道布置，生产能力与服务年限，通风与瓦斯涌出，煤层瓦斯赋存基础参数等；②抽放瓦斯：抽放瓦斯的必要性与可行性，抽放方法与工艺，钻孔 (巷道) 布置与施工方法，抽放量预计，瓦斯管道系统与安装，瓦斯泵的选型等；③瓦斯泵站：泵站建筑与设备安装，监测与安全装置，修配室与设备，给排水系统，采暖、照明与通风等；④供电：井下和地面供电设备选型，供电系统与方法；⑤劳动组织和经济技术指标：人员编制，年抽放量，工作制度，建筑面积，用电最大负荷，劳动生产率，占地面积和总投资额等。

机电设备与器材清册 详列整个抽放瓦斯工程所

需的设备和器材的名称、型号、规格、数量。

黄金概算 详列项目名称、单价和金额，包括工程费、设备费和安装施工费等，并适当考虑地区差价、备用费和管理费。

施工图纸 包括泵房与泵站建筑、设备安装、供电、供排水、采暖、照明、监测装置、安全设施、管路安装、钻孔布置、钻孔（巷道）施工和密封等图纸。

趋势 目前，瓦斯抽放设计多由人工进行，随着计算机应用的普及，设计中的计算和说明书的编写可由计算机进行；而且，抽放管道直径、管道铺设线路、抽放泵选型、同时抽放的钻孔数等参数的选定可通过计算机进行优化。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》（1992年版），煤炭工业出版社，1992。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（吴继周）

wasidai

瓦斯带 （gas zone） 煤层内瓦斯组分和含量沿地层垂深呈现的规律性带状分布。由原苏联Г. Д. Лидин在研究顿巴斯和库兹巴斯煤田大量瓦斯资料基础上，于20世纪40年代提出，已为很多国家采用。它是煤层瓦斯含量和矿井瓦斯涌出量预测的理论基础，也是搞好煤矿瓦斯管理的依据，对煤矿瓦斯防治和开发煤层气资源都具有重要意义。

分带 煤层有露头或在冲积层下有含煤盆地时，一般由浅到深分为“二氧化碳—氮气”、“氮气”、“氮气—甲烷”和“甲烷”4个带（图1），前面的3个带统称为瓦斯风化带，甲烷带又称为瓦斯带。各带的气体组分见表1。

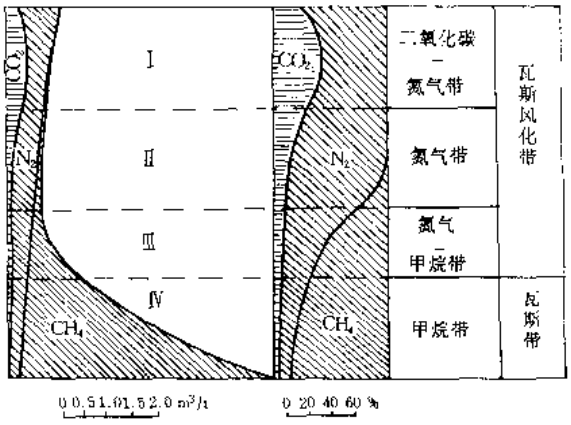


图1 煤层瓦斯垂向分带图

表1 煤层垂向各带气体组分表

带名（从上往下）	气带成因	CO_2		N_2		CH_4		Ar+Kr+Xe		He+Ne	$\frac{Ar}{N_2}$
		%（按体积）	m^3/t	%（按体积）	m^3/t	%（按体积）	m^3/t	%（按体积）	m^3/t	%（按体积）	
CO_2-N_2	空气—生化成因	20～80	0.19～2.24	20～80	0.15～1.42	0～10	0～0.16	0.21～1.44	0.0021～0.0178	<0.001	0.012
N_2	空气成因	0～20	0～0.27	80～100	0.22～1.86	0～20	0～0.22	0.61～1.88	0.0037～0.0561	<0.001	0.014
N_2-CH_4	空气—变质成因	0～20	0～0.39	20～80	0.25～1.78	20～80	0.06～5.27	0.36～0.81	0.0051～0.012	<0.001	0.014
CH_4	变质成因	0～10	0～0.37	0～20	0～1.93	80～100	0.61～10.5及以上	0～0.24	0.004～0.0052	0.001～0.06	0.014

成因 煤层垂向瓦斯带的分布是地面空气向煤层深部渗透、扩散与煤层内瓦斯向地表运移的结果。二氧化碳主要是由覆盖层上部的细菌生物化学过程生成的，煤被溶于地下水中空气里的氧，氧化也会生成二氧

化碳。氮气是从空气中来的。在生物圈上层化学生成和生物化学生成的气体(二氧化碳)和空气从地表向下运动的同时，还存在着煤化变质生成的甲烷从深部向地表运动。二氧化碳－氮气带是由空气因素和生化作用形成的、氮气带是空气因素形成的、氮气－甲烷带是空气因素和变质作用形成的、甲烷带是变质作用的结果。

瓦斯风化带的确定标准 在近代开采深度内(1000～2000m)，甲烷带内煤层的瓦斯(甲烷)含量和涌出量随深度增加而呈规律地增大，故确定瓦斯风化带深度(甲烷带的上边界)有重要的现实意义。瓦斯风化带下界深度可根据下列指标中任一项确定：①煤层内瓦斯组分中甲烷体积百分比达80%处；②煤层内的瓦斯压力为0.2MPa处；③煤层的相对瓦斯涌出量为$2m^3/t$处；④煤的瓦斯含量达到下列数值处：气煤1.2～$2.0m^3/t$可燃物、肥煤与焦煤2.0～$2.5m^3/t$可燃物、瘦煤2.5～$3.0m^3/t$可燃物、贫煤3.0～$4.0m^3/t$可燃物、无烟煤5.0～$7.0m^3/t$可燃物。瓦斯风化带深度的变化范围很大，一般为100～300m，它取决于矿区的地质构造，含煤地层的组合、产状和物理化学性质及水文地质等因素。中国一些矿井的瓦斯风化带深度见表2。

表2 中国一些矿井瓦斯风化带深度表

矿井名称	瓦斯风化带深度/m	注
抚顺龙凤矿	205	气煤(挥发分40%～50%)，倾斜煤层
抚顺老虎台矿	180	气煤(挥发分38%～46%)，倾斜煤层
北票台吉矿	115～150	气煤(挥发分37%)，急倾斜煤层
开滦赵各庄矿	480	肥煤(挥发分30%)，急倾斜煤层
天府磨心坡矿	50	焦煤(挥发分19%)，急倾斜煤层
南桐鱼田堡矿	70	瘦煤(挥发分17.5%)，倾斜煤层
徐邵洪山殿井	130	贫煤(挥发分12%)，倾斜煤层
阳泉四矿	50	无烟煤(挥发分9%)，近水平煤层
焦作焦西矿	180	无烟煤(挥发分6%)，缓倾斜煤层

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

[苏] А. А. Скочинский 编，Г. Д. Лидин 著，王英敏译，《矿井瓦斯涌出量研究》，煤炭工业出版社，1958。

(俞启香)

wasi kuangjing dengji

瓦斯矿井等级 (classification of gaseous mines) 根据矿井的相对瓦斯涌出量和涌出形式划分的矿井等级。瓦斯矿井等级是实施矿井通风、机电设备选型和瓦斯治理等技术与管理措施的依据，是实现煤矿安全生产的一项基础工作。

瓦斯矿井等级鉴定应在瓦斯涌出量较大的某一月份进行，按每一自然矿井、煤层、一翼、水平和采区分别计算月平均日产一吨煤的瓦斯涌出量，并采取其中的最大值作为依据。中国《煤矿安全规程》对鉴定的周期、方法、组织及审批程序等都作了具体规定。

中国1980年以前，瓦斯矿井等级的划分标准与原苏联完全相同。1980年以后，将瓦斯矿井等级划分为低瓦斯矿井(相对瓦斯涌出量$q_{CH_4}\leqslant 10m^3/t$)、高瓦斯矿井($q_{CH_4}>10m^3/t$)和煤与瓦斯突出矿井三级。

据1996年统计，中国在621处国有重点矿中，低瓦斯矿324处、占52.17%，高瓦斯矿173处、占27.86%，煤与瓦斯突出矿井124处、占19.97%；在年产煤3万t以上的1650处的地方国有矿中，低瓦斯矿950处、占57.6%，高瓦斯矿622处、占37.7%，煤与瓦斯突出矿井78处、占4.7%。

世界各国划分瓦斯矿井等级的标准不尽相同。原苏联、波兰等国多用相对瓦斯涌出量划分瓦斯矿井等级，分为无瓦斯矿井(相对瓦斯涌出量$q_{CH_4}=0$)、1级瓦斯矿井($q_{CH_4}<5m^3/t$)、Ⅱ级瓦斯矿井($5\leqslant q_{CH_4}<10m^3/t$)、Ⅲ级瓦斯矿井($10\leqslant q_{CH_4}<15m^3/t$)、超级瓦斯矿井($q_{CH_4}\geqslant 15m^3/t$)和煤与瓦斯突出矿井六级。西班牙等国则根据风流中的瓦斯浓度和瓦斯涌出形式作为划分瓦斯矿井等级的标准。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程(1992年版)执行说明》，山西科学教育出版社，1993。

(李 志 任玉琴)

wasi liyong

瓦斯利用 (gas utilization) 矿井瓦斯（甲烷）是一种资源，可作燃料和工业原料。由于很少含硫化氢，是一种无灰、几乎无毒的洁净的燃料，可减少环境污染。1m³ 纯瓦斯的发热量约为 35.6MJ，相当于 1.2kg 标准煤，燃烧热效率为煤炭的 3～4 倍。矿井瓦斯作为工业原料可生产炭黑、甲醛等多种产品。中国于 1952 年首先在抚顺矿务局试验利用瓦斯生产炭黑，并获成功，以后又在山西省阳泉、四川省南桐、天府等矿区相继建厂生产。截止 1993 年底，中国已有 115 个矿进行瓦斯抽放，年抽放量 530Mm³，其中 68 个矿进行了瓦斯利用，利用量 350Mm³，平均利用率为 56%，少数矿井利用率在 80%以上。中国目前 90%左右的抽出瓦斯用于民用燃料，10%左右用作工业化工原料。

世界各国利用煤矿瓦斯的途径是多方面的，捷克每年抽出瓦斯 240Mm³，利用 228Mm³，利用率达 95%，其中 20%的瓦斯留给煤炭系统自用，80%提供给冶炼厂、发电厂和居民作锅炉燃料；日本煤矿 1976 年抽出瓦斯 300Mm³ 多，有 240Mm³ 得到利用，利用率 80%，除 30%用作坑口发电外，其余用作各种锅炉燃料或制取炭黑、甲醛、硫胺、尿素和乙炔的化工原料。西欧一些国家利用煤矿瓦斯作为内燃发动机或汽车的燃料。

矿井低浓度瓦斯经过浓缩后也可以有效利用。苏联采用短循环无热吸附浓缩法，通过活性炭吸附剂，不到 3min 的循环时间，甲烷浓度由 16%～25%提高到 33%～45%；英国采用环形热裂系统和水煤气系统，甲烷浓度分别由 5.2%和 23.2%提高到 35.9%和 32%；中国采用变压吸附法（吸附剂为活性碳），甲烷浓度由 20%浓缩到 50%以上。德国、俄罗斯等国正在研究矿井总排风中随风流排出来的 0.5%～1.0%的低浓度瓦斯经富集后作为锅炉和燃气轮机燃料使用的问题。

民用燃料 将瓦斯用作民用燃料，是中国目前广泛利用的途径，为了充分利用瓦斯资源，确保连续和稳定地供给用户瓦斯，应在居民区附近的适当地点建造贮气罐。贮气罐的容积应为日用气量的 40%～60%。每户每日用瓦斯量按下式计算：

$$Q_R=\frac{Q_D nk}{365Q_b} \quad (1)$$

式中 Q_R 为每户每日用瓦斯量，m³/d；Q_D 为耗热定额，MJ/（a·人）；n 为平均每户人口数；k 为日用瓦斯高峰系数，Q_b 为瓦斯的热值，MJ/m³。

生产炭黑 瓦斯在高温下燃烧热分解即生成粉状的炭黑。瓦斯浓度为 40%～90%时，均可生产炭黑。瓦斯浓度愈高炭黑的收得率和质量愈高。1m³ 纯瓦斯能生产炭黑 0.12～0.15kg。用矿井瓦斯生产炭黑的方法，按照工艺流程的不同分有炉法、槽法和混气法 3 种，以炉法居多。

炉法生产炭黑的工艺流程如图 1 所示。瓦斯由贮瓦斯罐经火嘴箱送入反应炉，同时鼓风机将空气压入反应炉，供给的空气量为瓦斯充分燃烧所需空气量的 50%～60%；在反应炉内部分瓦斯充分燃烧产生热能，使炉内温度保持高温，其余瓦斯则裂解生成炭黑；炭黑及燃气随即进入烟道，碳氢化合物及中间产物在高温下继续裂解，烟道出口温度控制在 1150～1180℃；炭黑和燃余气体经冷却塔后温度降至 600℃左右，经过滤器、旋风分离器最后成粒。

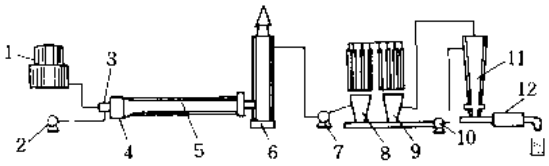


图 1 炉法生产炭黑流程

1 定压贮瓦斯罐；2—鼓风机；3—火嘴箱；4—反应炉；5—烟道；6—冷却塔；7—引风机；8—收集过滤箱；9—过滤箱；10—抽风机；11—旋风分离器；12 成粒机

生产甲醛 利用瓦斯生产甲醛的方法有一步法和二步法 2 种。一步法是将瓦斯直接氧化成甲醛；二步法是先将瓦斯制成甲醇，再氧化为甲醛。4800m³ 浓度为 28%～35%的瓦斯可生产 1t 甲醛。

常温绝热直接氧化法（一步法）制取甲醛流程如图 2 所示。将浓度为 30%左右的瓦斯（原料气）压入管路，依靠循环气体的作用进入预热炉，加热到 530℃左右，再入反应器。催化剂硼砂涂在反应器的瓷杯表面，而氧

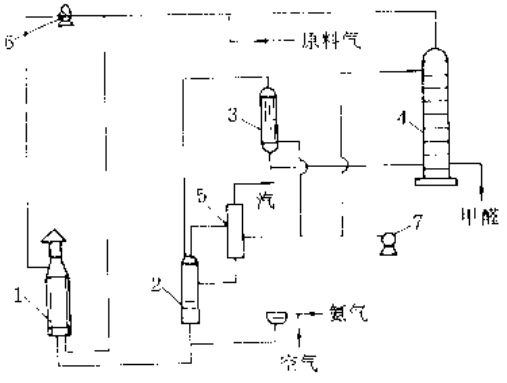


图 2 瓦斯直接氧化法制取甲醛流程

1—预热炉；2—催化反应器；3—冷却器；4 甲醛吸收塔；5 速冷装置；6—鼓风机；7 水泵

化氮是在原料气未进入反应器前压入总循环管中的；瓦斯在催化剂的作用下，在反应器中发生化学反应生成甲醛的中间产物，在经速冷装置从630℃急剧降至200℃以下及二次降温至100℃以下后，进入吸收塔与软水进行逆向吸收即得甲醛溶液。

其他用途 矿井瓦斯也可用来发电。每发1kW·h电需40%浓度的瓦斯1.5～2m³。瓦斯发电的工艺流程如图3所示。

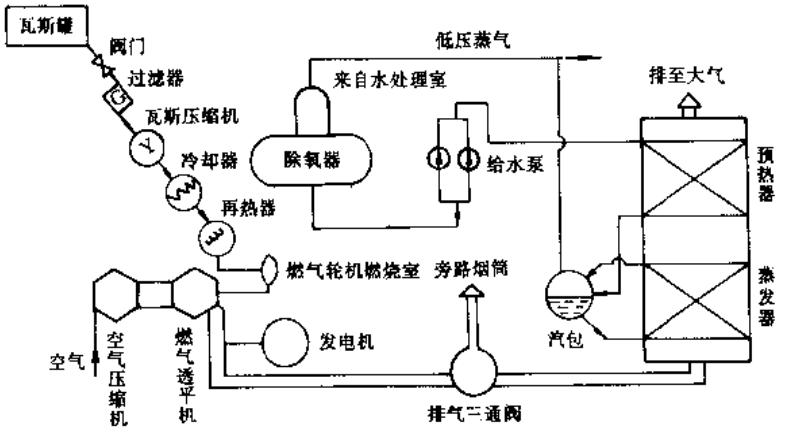


图3 瓦斯发电工艺流程

甲烷、氢和空气混合后，在1000℃的高温下通过铂触媒可制取氢氰酸；甲烷经氯化氧化后可制成制冷剂，单独氯化可制成氯化甲烷、二氯甲烷、三氯甲烷和四氯甲烷；甲烷和水蒸气反应可制取氢气；甲烷和硫磺作用可制取二硫化碳；尚可作为蒸汽锅炉、煤气轮机、内燃机等的燃料。

利用前景 煤矿瓦斯资源十分丰富，据原苏联学者估算，苏联、中国、美国等24个国家的煤层瓦斯总储量约为10.08～67.84×10¹³m³，适于开发利用的瓦斯储量约为(19.06～24.07)×10¹³m³。开采煤炭与开发瓦斯并举，不仅有利于煤矿安全生产，而且可有效利用瓦斯。

中国煤矿瓦斯利用的发展趋向是：

(1) 加强瓦斯开发工作，大幅度提高瓦斯抽放量，特别是地面钻孔预抽瓦斯、低透气性煤层瓦斯抽放和采空区瓦斯抽放等技术的研究将进一步加强，为煤矿瓦斯利用提供充足的物质基础。

(2) 加强瓦斯的综合利用。首先，在进一步提高瓦斯抽放率的基础上，尽可能降低风排瓦斯的比例，并开展低浓度瓦斯浓缩富集技术的研究，减少煤矿从排风井放空的低浓度瓦斯；其次，开辟瓦斯有效利用新途径，逐步减少作为民用燃料的比例，加强坑口发电、驱动机械、作为工业燃料和制取多种化工产品等广泛的工业利用。

参考书目

王云主编，《抚顺煤田瓦斯及其防治》，煤炭工业出版社，1992。

Г. Д. Лидин, Газообильность каменноугольных шахт СССР, МОСКВА "НАУКА", 1990.

抚顺矿务局等编，《煤矿抽放瓦斯手册》，煤炭工业出版社，1980。

(吴继周)

wasi penchu

瓦斯喷出 (gas blower)

大量瓦斯从煤体或岩体裂缝、裂隙及岩石溶洞中异常涌出的现象，简称"喷出"。与地质变化有密切关系，一般发生在地质变化带（断层、褶皱）和有发育的溶洞、裂隙的石灰岩层。喷出的瓦斯量从几立方米到几百万立方米，持续的时间从几分钟到几年、十几年。瓦斯喷出对矿井的安全生产有较大危害，喷出的瓦斯可能造成大量瓦斯积聚、甚至使采区或全矿充满高浓度瓦斯，会导致人员窒息、甚至导致瓦斯爆炸或燃烧事故。瓦斯喷出的发生与强度较难预测。瓦斯抽放是治理瓦斯喷出的最有效措施(见围岩瓦斯抽放)。

分类 有溶洞、裂隙喷出和裂缝喷出之分。喷出的瓦斯主要来源于以游离状态储存于岩体裂隙、岩石溶洞或煤层中大的构造裂隙中的瓦斯。

溶洞、裂隙喷出 高压瓦斯从原始溶洞和裂隙中异常涌出的现象。大多发生在地质破坏带、石灰岩溶洞裂缝区、背斜和向斜轴部储瓦斯区及其他储瓦斯构造附近有原始洞隙相通的区域。其特点是流量大、持续时间长、无明显的地压显现现象。

裂缝喷出 发生瓦斯喷出的裂缝有天然裂缝和生产形成的裂缝2种。发生瓦斯喷出的天然裂缝通常很小，裂缝宽度只有几毫米，但延伸很长，能穿过数个煤层。瓦斯喷出的特点是涌出量一般在1～8m³/min，延续时间数天到数十天。瓦斯从采掘地压形成的裂缝喷出的特点是濒临喷出发生时伴随有地压显现效应（底鼓、支架破坏、声响等），出现多种显现预兆，喷出持续时间较短，喷出瓦斯量与卸压区面积、瓦斯压力和瓦斯含量等因素有关。生产过程形成的裂缝如果穿过未开采的煤层，瓦斯喷出量可能很大，涌出时间可能很

久；在开采近距离上保护层时，由于底板突出危险煤层卸压，大量的瓦斯突然解吸和释放，保护层的采空区及巷道可能发生底鼓与瓦斯喷出。

防治措施 应根据可能喷出的瓦斯量、瓦斯压力和裂隙（缝）范围拟定防治措施。首先要用钻孔探明是否存在断层、裂隙、溶洞及其内瓦斯情况。当裂隙、溶洞范围较大、瓦斯储量较多时，应对其进行瓦斯抽放。若范围不大、瓦斯储量不多时，可自然排放，并用足够风量将其冲淡、排走；也可用金属罩或帆布罩盖住裂隙，并在罩上接风筒或管道将瓦斯引入回风流；或者用黄泥等材料封堵裂隙，阻止瓦斯喷出。

参考书目

王省身主编：《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

王家廉等编，《煤矿安全知识手册》，山东科学技术出版社，1986。

（于不凡）

wasi yuce tu

瓦斯预测图 （gas forecast map） 按瓦斯涌出量或含量随深度变化规律编制的矿井深部未开采地区的瓦斯等量线图。有瓦斯含量预测图和瓦斯涌出量预测图2种。是矿井通风设计和选用瓦斯防治措施的基础资料。

用途 表示控制区域内倾斜和走向方向上煤层瓦斯含量或瓦斯涌出量的变化规律与趋势；外推控制区以外一定区域内瓦斯含量和瓦斯涌出量。

编制方法 有等分插值法和趋势分析法2种。编图所需的基础资料为煤层瓦斯含量的实测值（包括测点位置、取样深度）或采区（采煤工作面）瓦斯涌出量统计值（或预计值）。编图时应遵循的原则是：①原始资料必须真实可靠；②在一定范围内，如果煤层无特殊地质构造（如大断层、火成岩侵入），煤层瓦斯含量、瓦斯涌出量与煤层赋存深度呈线性关系；③煤层产状稳定时，瓦斯含量或瓦斯涌出量的等值线应与煤层底板等高线或基岩等厚线形态大致一样；④构造区两翼控制点间不能插值；⑤向无控制点的区域外推等值线时，外推范围不得超过垂深100～200m，倾斜长度600m。

等分插值法 为手工编绘方法，是采用等分插值法编图。在采掘工程平面图上根据瓦斯含量或瓦斯涌出量的有效控制点向邻近控制点连线，在不同深度控制点间进行线性插值，按预定的等值线间距找出所需的瓦斯含量或瓦斯涌出量的数值点，并将相同值的点顺序连接成光滑曲线而成。

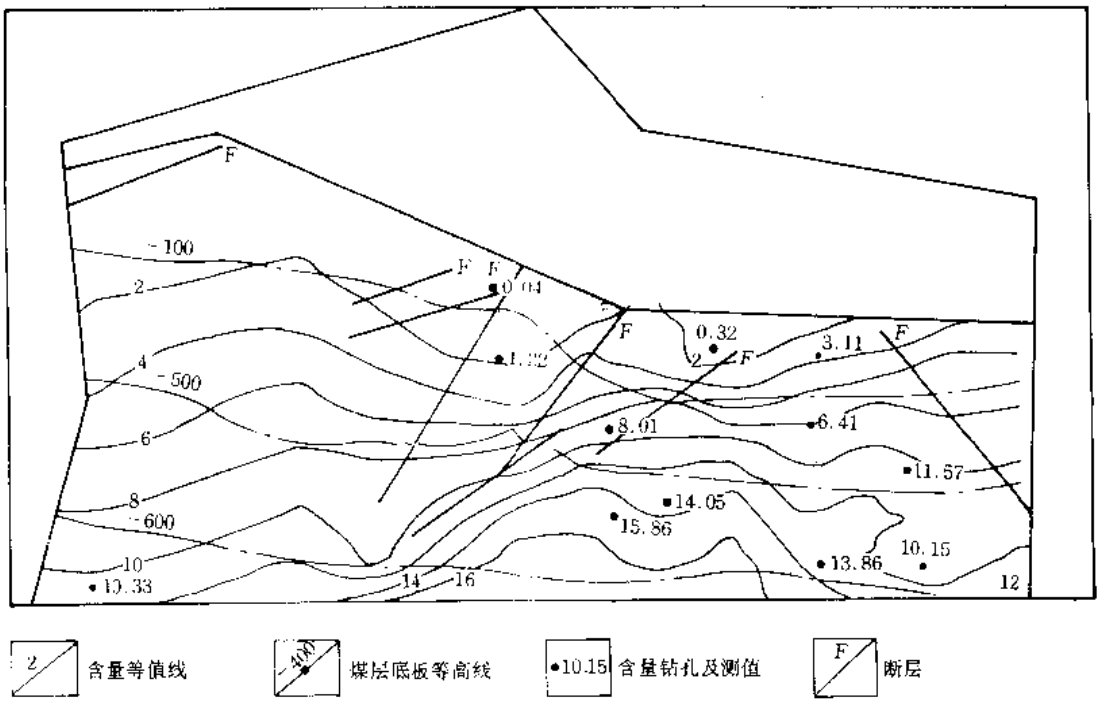


图1 淮南潘一矿C_{13-1}煤层瓦斯含量等值线图

趋势分析法　为计算机自动编绘方法，是根据有效控制点上的瓦斯含量或瓦斯涌出量，用一个最优的多维空间曲面对煤层瓦斯含量或瓦斯涌出量分布进行模拟，并在专用程序控制下通过计算机－绘图仪系统按要求自动绘制出反映瓦斯含量或瓦斯涌出量分布规律的瓦斯预测图的方法。图 1 为计算机自动编绘的中国淮南矿务局潘一矿 C_{13-1}煤层的瓦斯含量预测图。

参考书目

王家廉等编，《煤矿安全知识手册》，山东科学技术出版社，1986。

（哈明洁）

waiyin huozai

外因火灾　(exogenous fires)　由外部火源引起的火灾，又称外源火灾。外因火灾的发生和发展都比较突然和迅猛，并伴有大量烟雾和有害气体，还可能引爆瓦斯、煤尘，可造成人员伤亡和财产损失。国内外有记载的重大恶性火灾事故 90%以上属外因火灾引起。1956 年比利时 Bois-de-cazier 煤矿进风井筒的火灾，曾造成 262 人死亡，矿井被迫关闭。1961 年捷克的 Dukla 煤矿井下发生的带式输送机着火，曾造成 108 人死亡。中国的河南郑州矿务局王庄煤矿、辽宁抚顺矿务局老虎台煤矿等都发生过重大外因火灾事故，死亡多人。目前，中国煤矿中的外因火灾仅占矿内火灾总数的很小比重 (4%～10%)，但随机械化程度的提高，所占比重有上升趋势。

煤矿井下外因火灾，主要由电气设备的电弧、火花，运输机具的部件磨擦和火药爆破，以及使用电、火焊等明火引起。发生外因火灾的地点多在电气设备、机械、运输机具、可燃物集中，以及进行爆破作业的场所。电缆、变压器油、木支护、胶带、塑料等都是着火的物质。

电气火灾　发生在各种电气设备上的火灾。常因供电过负荷、电气元件接触不良、操作失误产生电弧火花引发。

带式输送机火灾　发生在带式输送机运输线上的火灾。输送带跑偏、打滑、运行阻滞与主动滚摩擦、托滚滞动等摩擦皆可引发火灾。

防治　外因火灾的前期及时发现是防止火灾发展、控制其危害的一个重要方面。变色涂料温升变色是早期发现电气设备发热的指示标志。将这些涂料涂敷在电机的外壳或机械设备的易发热部位，一旦温升超过额定值涂料即会变色给人以预警；而当温度下降到正常值时，其又恢复原色。也有以易熔合金、热敏电阻等制成感温元件预警电气机械设备温升的，将这些感温元件与灭火装置联动，可以在发生火灾时自动启动灭火。苏联、波兰一些矿井在带式输送机上安设了这类自动火火系统后灭火效果显著。美国在立井和可燃物储藏地点安装有防火防烟系统，使火灾的预测、报警、灭火联成一体。中国也生产有多种遥测遥控测温仪和火灾自动报警、灭火装置。为防治井下外因火灾，还必须加强可燃物和爆破作业的管理，控制使用明火，加强电气设备和运输机具的维护保养。井下常用的灭火器具、设备有手提式泡沫、干粉灭火器，移动式泡沫、干粉灭火器，高倍数机械泡沫灭火装置与惰性气体灭火装置等。

中国《煤矿安全规程》对外因火灾的防治作出了规定。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

王省身等编著，《矿井火灾防治》，中国矿业大学出版社，1990。

（戚颖敏）

weiyan wasi choufang

围岩瓦斯抽放　(gas drainage from surrounding rock)　抽放顶底板岩层溶洞、断层、裂隙中瓦斯的技术措施。为防治瓦斯喷出的技术措施。有利用钻孔抽放和利用收集器抽放 2 种。含瓦斯煤层的顶底板岩层中，若有溶洞或大的构造裂隙带，在溶洞或裂隙带内及其附近往往积存有大量的承压瓦斯，当采掘巷道通过或接近此类地区时，极易出现瓦斯喷出，对生产安全威胁很大。中国四川重庆地区的华蓥山和中梁山煤矿及开滦、阳泉等矿区均发生过瓦斯喷出。钻孔抽放常用于抽放富含高压瓦斯的断层、裂隙、溶洞中的瓦斯；收集器抽放多用于瓦斯量不大、压力不高的地质构造带（裂隙、裂缝）中的瓦斯。

钻孔抽放　在探明地质构造和溶洞的位置、分布范围及瓦斯贮存量的条件下，当采掘工作面距其不小于 5m 时停止采掘向其打钻孔抽放瓦斯的方法。钻孔布置与数量以其控制范围确保采掘工作的安全为原则，多采用扇形布孔方式（图 1）。钻孔直径为 75～90mm。

收集器抽放　在围岩中的地质破坏带贮瓦斯量不大、瓦斯压力不高、仅从少数裂缝（隙）向巷道涌出瓦斯的条件下，用 2～3mm 厚铁板制成的罩子或铁溜槽（收集器）将裂缝盖住，其周边用水泥砂浆或黄泥封堵，通过移动瓦斯泵把瓦斯抽至回风道或地面的方法（图

2)。当巷道断面较小时，可在裂缝（隙）区挖出 30～40mm 深的沟槽，然后盖上收集器抽放；若巷道需要通过一段较长的地质破碎带，可用木板将巷道的顶帮包围起来（包帮包顶）。并涂胶泥，建造一段“隔离带”，插入瓦斯管道实施抽放。

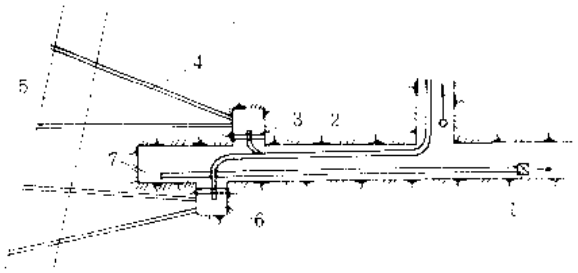


图 1 利用钻孔抽放地质破坏带中的瓦斯示意图
1—局部通风机；2—抽放瓦斯管路；3—钻场密闭；4 钻孔；5 地质破坏带；6 钻场；7 掘进工作面

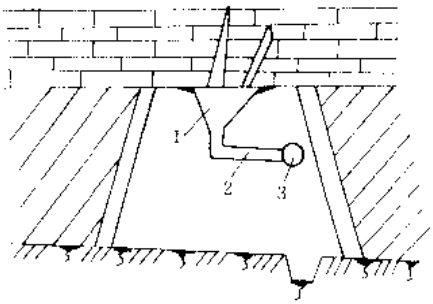


图 2 利用收集器抽放裂隙瓦斯
1—收集器；2—支管；3 抽瓦斯管道

参考书目

СБОРНИК ИНСТРУКЦИЙ И ДРУГИХ НОРМАТИВНЫХ ДОКУМЕНТОВ ПО ТЕХНИКЕ БЕЗОПАСНОСТИ ДЛЯ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ, МОСКВА “НЕДРА”, 1978.

费广泰，《抚顺煤矿瓦斯排放和利用》，中国工业出版社，1965。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第二篇），煤炭工业出版社，1994。

（吴继周）

weiyan wasi yongchu

围岩瓦斯涌出 (gas emission from surrounding rock) 从煤层顶、底板岩层放出瓦斯的现象。围岩瓦斯，有的是岩层生成过程中伴生的，生成量的大小与其含碳量多少和炭化程度有关；有的是煤层瓦斯运移并贮存于岩层中的，贮存量的多寡取决于岩层的孔隙率与裂隙度。

围岩瓦斯含量一般很小，乌克兰顿巴斯煤田为 0.002～0.05m³/t；中国抚顺煤田的油母页岩为 1.37～2.6m³/t，玄武岩为 0.33～2.75m³/t，碳质页岩为 1.35～1.73m³/t。但由于岩层厚度比煤层厚度大得多，其瓦斯总储量甚为可观。

采掘暴露的岩层如未受破坏或破坏不大时，瓦斯涌出量一般不大，且较缓慢、均匀；但当遇到溶洞和构造裂隙带时，其内往往贮存大量承压状态瓦斯，极易造成瓦斯喷出。中国重庆地区的中梁山煤矿南井茅口灰岩揭穿溶洞时发生的瓦斯喷出初始喷出量为 480m³/min，且因与煤层相通有瓦斯补给源，喷出长达 5a 之久；阳泉矿区 K_3 和 K_4 石灰岩溶洞，也曾出现多次瓦斯喷出，喷出量最低为 0.22m³/min，最多高达 25.88m³/min，对生产造成很大影响。减少围岩瓦斯涌出量的最好办法是进行瓦斯抽放（见围岩瓦斯抽放）。

参考书目

于不凡、白帆、刘明编，《煤矿瓦斯防治技术》，中国经济出版社，1987。

А. Э. 彼得罗祥著，宋世钊译，《煤矿沼气涌出》，煤炭工业出版社，1983。

（吴继周）

wendu chuanganqi

温度传感器 (temperature transducer) 将温度变量转换成与之相对应的输出信号的装置。安装在巷道中可监测井下环境温度；置于煤体或采空区中，可用来预报煤炭自然发火情况，确定火源位置；安装在机电设备上可用来监视设备运行状态、监测带式输送机因堵塞及打滑等故障引起的火灾、提供启动自动灭火装置的信号。常与矿用自动洒水灭火装置和煤矿环境监测系统配套使用，其防爆型式一般为本质安全型。按在煤矿井下不同用途分类有采空区温度传感器、热噪声温度传感器、分布型温度传感器和易熔合金热释放器等多种型式。按工作原理划分为半导体热敏电阻式温度传感器、铂热电阻式温度传感器、PN 结式温度传感器、晶体管式温度传感器、红外线辐射式温度传感器、易熔合金式温度传感器几种。

温度传感器在国内外煤矿安全检测中有广泛应用，一些高新测温技术不断被引入煤矿。自 20 世纪 70 年代起，原苏联、中国、美国等采用红外线辐射式传感器构成非接触测温仪及热像仪，用于检测火灾、顶板离层探测和瓦斯突出预报。1989 年，日本利用光纤技术研制了分布型温度传感器（亦称光纤测温雷达），沿煤矿带式输送机敷设 2km，20μs 时间内即可准确测出火

灾位置。

采空区温度传感器 通过钻孔或预埋方式，置于采空区内，经长导线连接到二次仪表，用以检测煤炭自燃过程温升，确定火源位置。

热噪声温度传感器 安装在巷道中，通过检测热气流的微弱变化，早期发现带式输送机或机电设备火灾。

分布型温度传感器 沿带式输送机安装数个温度敏感元件或采用光纤式温度传感器，由一集中监测装置监测整个区域温度情况，并自动确定异常温度地点。

易熔合金热释放器 安装在带式输送机机头处，与自动灭火装置联用（见火灾自动探测报警灭火系统），或者安装在液力偶合器上，当达到预定温度时，易熔合金熔化，起过热释放自动保护设备作用。

（薛元修）

X

xifu wasi

吸附瓦斯 （gas adsorption） 浓集于煤（岩）体孔隙表面和煤粒内部的瓦斯。它占煤层瓦斯含量的80%～90%，在外界压力和温度变化时可转变为游离瓦斯而涌向采掘空间、影响矿井安全生产。煤层中吸附瓦斯量的大小取决于煤对瓦斯吸附能力等多种因素。吸附瓦斯量与温度、压力的关系可以通过测定得出。

瓦斯在煤层中存在的形态 煤是多孔物质，其内存在着孔径小于0.01μm的微孔乃至孔径大于100μm的可见孔隙。每克煤的孔隙表面积10～200m²，其中微孔表面积占绝大多数；微孔是吸附瓦斯的主要场所。吸附瓦斯在煤体内有吸着和吸收2种存在形态。吸着状态是在煤的孔隙表面的固体分子力作用下，瓦斯分子被紧密地吸附于孔隙表面上形成很薄的吸附层；吸收状态是瓦斯分子进入煤粒内部占据着煤分子结构的空位或煤分子之间的空间。煤对瓦斯的吸附是范得华力引起的物理吸附，是瓦斯分子与碳分子相互吸引的结果。当压力减小或温度升高时，吸附在煤体上的瓦斯分子活动能力增强，一部分吸附瓦斯转化为游离状态，这种现象称为解吸或脱附；当压力增大或温度降低时，一部分游离瓦斯将转化为吸附状态，这种现象叫做吸附。在一定压力和温度条件下，吸附瓦斯与游离瓦斯始终处于动平衡状态。

影响吸附瓦斯量的因素 煤体吸附瓦斯量的多少决定于煤对瓦斯的吸附能力和瓦斯压力、温度等条件。煤对瓦斯的吸附能力决定于煤质和煤结构。

煤阶 在成煤初期，煤的结构疏松，孔隙率大，瓦斯分子能渗入煤体内部，因此褐煤具有很大的吸附瓦斯能力：随着煤变质程度的加深，在地压作用下，煤的孔隙率减少，煤质渐趋致密，在长焰煤时，孔隙和表面积都比较少，吸附瓦斯的能力大大降低，最大的吸附瓦斯量在20～30m³/t左右；随着煤的进一步变质，在高温、高压作用下，煤体内部因干馏作用生成许多微孔隙，到无烟煤时孔隙表面达到最大，其吸附瓦斯能力最强，可达50～60m³/t；以后微孔又收缩减少，到石墨时变为零，吸附瓦斯能力消失。不同煤阶煤吸附瓦斯的能力如图1所示。

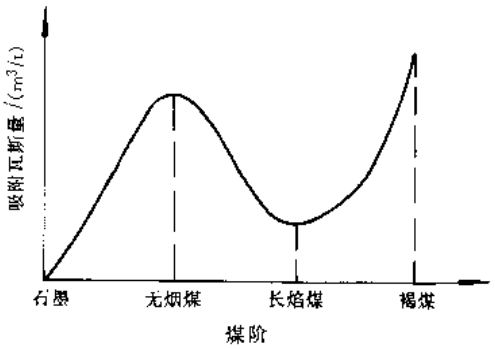


图1 不同煤阶煤吸附瓦斯的能力示意图

温度 温度对煤吸附瓦斯量有很大影响，随温度增加，煤吸附瓦斯量降低（图2），其关系为：

$$X_{xt}=X_{xt_0}\exp\left[n\left(t_0-t\right)\right]$$

式中X_{xt}为煤层温度为t（0～100℃）时的吸附瓦斯量，m³/t可燃；X_{xt_0}为温度为t_0时的吸附瓦斯量，m³/t可燃；n为系数，取决于瓦斯压力。

压力 当温度一定时，煤吸附瓦斯量与瓦斯压力的关系可用吸附等温线（某一恒定温度下，煤的吸附瓦斯量随瓦斯压力变化的曲线）表示（图2）。理论上吸附等温线可分为5种（图3）。井下煤层瓦斯呈高压状态、温度为常温，测定的吸附等温线为Ⅰ型；低温低压下测定的吸附等温线可出现多种型式，这与煤中存在的孔隙性质具对应关系，多数煤为Ⅰ及Ⅳ型、个别出现Ⅱ型。

描述物理吸附的理论方程有多种，其中公认的最著名的是朗格缪尔方程，此外还有亨利方程和弗里德利希方程。朗格缪尔方程的条件是：①单分子层吸附；②固体表面均匀；③吸附分子彼此无作用力；④吸附和脱附为动态平衡。其方程为：

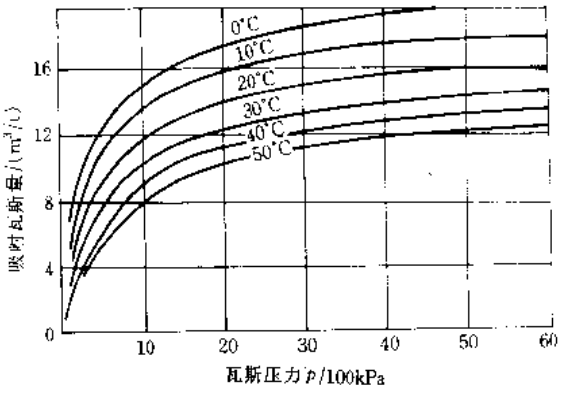


图 2　不同温度下煤的吸附瓦斯量与压力的关系

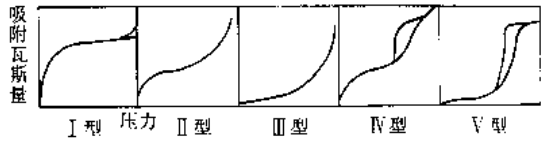


图 3　5 种吸附等温线图

$$X=\frac{abp}{1+bp}$$

式中 X 为平衡时的吸附量，mL/g；a 为最大吸附量，mL/g；b 为吸附常数，MPa^{-1}；p 为瓦斯压力，MPa。

当 $p\to\infty$，则 $X=a$，表明吸附瓦斯达到饱和；当 $p\to$很小，则 $x\approx abp$，成为亨利方程，表明吸附量与压力成正比。

亨利方程适用于瓦斯压力很小并接近于常压阶段，压力与吸附量近似直线。弗里德利希方程认为吸附剂孔不均匀，吸附量是两个常数的指数方程，随压力增大，吸附量无限增长，但实际上这是不可能的，所以弗里德利希方程只是在中等压力下计算吸附量与朗格缪尔方程解算结果接近而已。

国内外大量的研究表明，煤的吸附等温线符合朗格缪尔方程。由于岩石压力的增大，只是使煤中较大的孔隙和裂隙受到压缩、使聚集游离瓦斯的容积减小，而煤的微孔压缩性很小，因而岩石压力对煤的吸附瓦斯量没有明显影响。

水分和灰分　国内外许多研究者均认为，煤中灰分不存在吸附性，即使个别矿物（粘土等）具有吸附性，也由于吸附量很小而可忽略不计。煤中内在水分由于占有了一定的孔隙体积，因而煤中水分对吸附量的影响较大（图 4）。

湿煤的瓦斯吸附量计算式为

$$X_s=\frac{X_g}{1+k\cdot W^q}$$

式中 X_s 为湿煤吸附量，mL/g；X_g 为测定时干煤吸附量，mL/g；W 为水分，%；k、q 为系数，$k=0.2\sim0.45$，$q=0.5$ 或 1。

测定方法　常通过测定吸附（解吸）等温线来测定吸附瓦斯量，分为容量法和重量法 2 种。温度一般按照应用需要而确定，为 0～100℃；压力有高压和低压 2 种，高压为 0.1～8MPa，低压为大气压以下。

容量法　先将 60～80 目、60～70g 的煤样烘干，置于已知体积的吸附罐中，抽真空至 3～4Pa，测出罐中除煤骨架以外的全部体积（死体积），在恒定温度（一般接近煤层平均温度）下，向吸附罐中充入或放出定量气体，待吸附平衡后，测定瓦斯压力值，充入或放出的气体量扣除死体积的游离量即为吸附量。如此压力由低至高（加压式）或由高至低（减压式），分别测出不同平衡压力时的吸附量即可绘出吸附等温线或解吸等温线。

国内外广泛采用容量法，原苏联常用测定解吸等温线的方式（减压式），美国采用测定吸附等温线的方式（加压式），中国 2 种方式均采用，以减压式测定较多。

重量法　将 1g 煤样直接放置于密封的石英弹簧秤或微量天平的称重皿中，在恒定温度下抽真空至 3～4Pa，记录样品真空下的重量；然后充入气体，待吸附平衡后，称出该压力下煤吸附气体后的增重，加上因气体密度改变对煤样的浮力，即得实际增重，换算为吸附量。如此逐压力测出吸附量即得到吸附等温线。重量法无需死体积校正，在测定中实验误差较小，近来被各国广为运用，特别是感量为百万分之一克的微量天平问世以来，法国、德国、日本、波兰、中国等国均纷纷采用重量法高压吸附来测定吸附等温线。

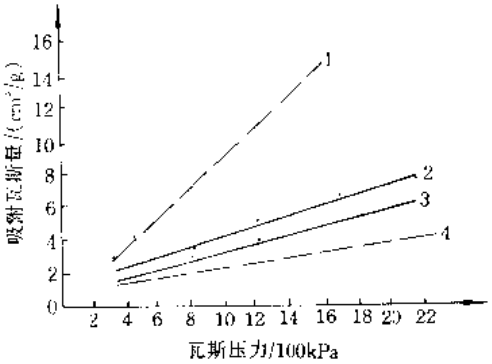


图 4　水分对吸附瓦斯量的影响

1—烘干煤样；2—外加水分 0.73%；3—外加水分 0.94%；4—外加水分 1.34%（芦岭矿 P_8 层煤样）

中国部分矿井测定结果 对中国部分矿井不同煤阶煤层进行的测定结果（表1）表明，与孔隙率随煤阶变化的规律相似，高变质煤的吸附量最高，中变压煤吸附量最低、低变质煤（含褐煤）吸附量有高有低，呈现出“U”形的带状分布。

表1 中国部分矿井实测的煤层高压吸附常数

煤种	局	矿（井）	煤层	a /（mL/g）	b /MPa^{-1}
无烟煤	阳泉	一矿	12	46.43	1.239
		一矿	3	48.730	1.373
	白沙	里王庙	6	44.757	1.463
		坦家冲	6	43.014	1.41
		沈家湾	6	44.5593	2.041
	焦作	演马庄	大	56.287	1.409
		朱村	大	62.84	1.647
		中马村	大	63.655	0.933
		韩王	大	54.007	1.085
贫煤	西山	杜儿坪	3	45.491	0.56
	沈阳	红阳	12	34.377	0.828
	峰峰	羊渠河	大	38.106	0.78
		薛村	大	22.065	1.289
瘦煤	韩城	下峪口	3	32.531	0.75
		桑树坪	3	33.898	0.461
	丰城	建新	B_4	36.836	0.647
		八一		30.864	0.767
焦煤	鸡西	滴道	12	26.595	0.79
	中梁山	南井	K_1	31.839	1.014
		北井	K_1	22.437	1.118
	天府	磨心坡	9	24.233	0.559
肥煤	北票	三宝	9A	30.622	0.655
	抚顺	龙凤	本	25.1573	0.743
		北龙凤	本	39.972	0.47
	靖远	红会	1	31.631	0.861
		大水头	1	34.915	0.63
气煤	抚顺	老虎台	本	37.984	0.367
	北票	冠山	5A	26.304	0.761
		台吉	9	36.987	0.323
	淮南	谢二	10	40.5909	0.408
		潘一	$C_{13\,1}$	28.5017	0.696
		谢二	B_{11b}	28.089	0.853
长焰煤	铁法	小南	7	55.374	0.619
	舒兰	青城	1	42.016	0.399
	辽源	太信	下	48.290	0.299
褐煤	舒兰	舒兰		33.557	0.601
	平庄	大山	6.3	57.803	0.378
	沈阳	蒲河	上	50.51	0.443

参考书目

阳泉矿务局等合编，《煤矿抽放瓦斯》，煤炭工业出版社，1977。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

（杨思敬 方裕璋）

xiaxing tongfeng

下行通风 （descensional ventilation） 风流沿采煤工作面由上向下流动的通风方式。采煤工作面采用下行通风方式后由于运输机等机电设备均在回风流中，安全性较差；在火势相同的条件下，采煤工作面本身的风流逆转较采用上行通风方式（风流沿采煤工作面由下向上流动的通风方式）时的旁侧风路的风流逆转更容易发生；工作面发火所产生的火风压作用方向与主要通风机风压作用方向相反，会导致工作面风量减少、瓦斯浓度提高，在发火点附近产生瓦斯爆炸的可能性比采用上行通风方式时大，因此，国内外对瓦斯矿井中采用下行通风持谨慎态度，均限制其使用。中国《煤矿安全规程》对采用下行通风的条件作了严格的限制规定。

由于开采深度日益增加、机械化采煤工作面需风量日益增多，为了降温、降低瓦斯浓度和煤尘浓度，20世纪60年代以来，德国、俄罗斯、英国等国家的煤矿采用下行通风方式的工作面越来越多，都取得了较好的效果。20世纪60年代以来，中国在平顶山、中梁山、阜新等23个矿务局46个矿的171个采煤工作面对下行通风进行了试验研究，取得了良好的效果。国内外的实验研究和生产实践证明，采煤工作面使用下行通风，在防尘、降温、排除瓦斯和采空区防火等方面均有较好的效果：

（1）下行通风的风流方向与煤的运输方向相同，一方面相对速度小，不易扬起煤尘；另一方面采煤工作面煤尘向下沉降的加速度要比上行通风时大，有利于煤尘的沉降，且运输巷中煤尘不进入采煤工作面，因此，采煤工作面煤尘浓度较采用上行通风方式时低。

（2）运输巷中机电设备散发的热量及深水平岩层所放热量、煤壁氧化放出的热量不被风流带入工作面，故采煤工作面气温比采用上行通风方式时约低1～2℃。

（3）采用下行通风时，采煤工作面风流方向与瓦斯上浮力作用方向相反，相对速度较大，有利于瓦斯与风流的混合，减少了瓦斯积聚；运输巷中碎煤和煤壁放出的瓦斯不会被风流带入工作面；采空区漏风减少，

涌入工作面的瓦斯也减少，因此，采用下行通风方式的采煤工作面的瓦斯浓度较低、瓦斯积聚的可能性减小。

(4)采用下行通风时，采空区漏风量减少，供氧条件减弱，有利于抑制采空区内遗煤的自燃；当采煤工作面运输巷中发生火灾时，火烟直接进入总回风道，不再侵入工作面，有利于人员的撤退。

目前，国内外对是否推广应用下行通风仍有争论。随着科学技术的发展，火灾、瓦斯监测手段和救灾技术的提高，为适应深水平和高度机械化采煤的需要，下行通风的应用范围将日益扩大。

参考书目

赵以蕙主编，《矿井通风与空气调节》，中国矿业大学出版社，1990。

(赵以蕙)

xiaofang cangku

消防仓库 (storage for fire-fighting) 储存应急用消防器材的专用库房或硐室。分为地面消防器材总库、井下消防器材分库。开采易自燃煤层的矿井，还要在采区内设置临时消防仓库。消防仓库的基本建设要求为：①地面消防器材总库设在矿井井口附近，但不能设在井口房内，并备有通矿车的轨道直达井口；②井下消防器材分库设在各水平井底车场或主要运输大巷中，并装备消防列车；③消防仓库的建筑和支护采用不燃材料；④库内存放用品的种类和数量应符合有关规定，并分门别类贮存，填写清册备查。发火严重的矿井，地面消防总库还必须备有泥浆泵、灰砂泵、大中型惰气发生装置、抽排瓦斯设备、安全工具等；⑤储存的备品，平时不许动用。因处理事故消耗的备品应及时补齐。超过有效期的备品应按时更换；⑥消防器材库应由专人看管，并应定期检查。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《矿井防灭火规范》(试行)，煤炭工业出版社，1988。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

(何博文)

xiaofang shuiguanwang

消防水管网 (water piping network for fire-fighting) 矿井消防供水管路系统。由消防水池、干管、支管、阀门、消火栓和水压表等组成。消防水管网敷设到井下各使用地点。其作用是为井下消防火随时随地提供水源。平时也可用于井下喷雾降尘、降温及汽雾防火。

中国对煤矿设置的消防水管网的基本要求是：①设在最远点的消火栓水压不小于0.4MPa，供水量不小于0.6m³/min；②安装三通管、阀门和消火栓的地点要符合《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范》(试行)的规定；③消火栓和阀门等涂以醒目的红色标志，并在各消火栓的标示牌上标明编号和管路接口尺寸；④消防水管网设置在不易受损、消火栓易于到达的地点，并固定牢靠；⑤消防水池应不渗漏、不受污染，贮存水量应满足消防火和防尘用水的要求。

消防水管网参数借助诺模图计算确定。诺模图由代表管路直径、流量、单位长度管路水压损失3个参数的3条平行坐标轴组成，可在已知2个参数的条件下求取第3个参数，也可对所选择的管路参数进行验算，求得正确的设计结果。

在现用管材条件下，消防水管网的压力，除井筒内的管路外，不得超过1.6MPa；若消火栓备有减压器，允许达到2.5MPa。

水枪是用水消火的基本工具之一，有直流水枪和喷雾水枪2种。中国生产有QZG、QZH、QJ、QXG、QD系列及QW48系列水枪。

水幕是用喷雾喷嘴组成的一组喷雾洒水、阻止火灾蔓延的装置。设置在井筒、井底车场和一般巷道内。

为了能保证经常检查水压，在井底车场和大巷中管网的开关后面顺水方向、管网的分叉处和管路的终点都设置有水压表。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

(何博文)

Y

yasuoyang zijiuqi

压缩氧自救器 (compressed oxygen self rescuer) 为防止有毒气体对人身的侵害，利用压缩氧气供氧的隔绝式呼吸保护器。是唯一一种可反复多次使用的自救器，每次使用后只需要更换新吸收二氧化碳的氢氧化钙吸收剂和重新充装氧气即可重复使用。用于有毒气体环境或缺氧环境中的作业人员自救逃生或进行必要的工作时使用，还可作为压风自救系统的配套装备。压缩氧自救器实质上就是一种小型的氧气呼吸器（见闭路型呼吸器）。世界各国均生产有不同型号的压缩氧自救器（表1）。

中国生产的AZY系列压缩氧自救器的原理结构

表1 几种压缩氧自救器的主要技术参数表

型 号	AZY－15B	AZY－15A	AZY－30	AZY－45	AYG－45	AZY－60	OXY－SR－45	Au9
使用时间/min	15	15	30	45	45	60	45	60
定量供氧量/（L/min）	1.2－1.7	1.4±0.2	1.4±0.2	1.4±0.2	1.1	1.5±0.1	1.2	1.2±0.1
氧气瓶工作压力/MPa	30	20	20	20	20	20	30	20
氧气瓶水容积/L	0.09	0.15	0.28	0.4	0.4	0.7	0.215	0.4
手动补给流量/（L/min）	≥60	>60	>60	>60				
自动补给流量/（L/min）					≥90	>60		50
排气阀开启压力/Pa		147～490	147～490	147～490	+100～+400	+150～+490	+100～+400	+400～+600
自动补给压力/Pa					−100～−400	−100～−390	−100～−400	−150～−250
CO_2吸收剂用量/g		≥200	≥350	≥500			500	
外形尺寸/mm	162×178×89	190×175×95	230×180×100	260×180×105	270×235×105	297×212×130	240×185×90	282×195×98
质量/kg	1.8	≤2.3	≤3	≤3.5	3.7	5.5	2.3	3.7
通气阻力/Pa		≤196	≤196	≤196			200～300	
吸气温度/℃		≤45	≤45	≤45				
生产国别	中国	中国	中国	中国	中国	中国	德国	波兰

图如图1所示，自救器的本体平时封装在一个由上外壳和下外壳组成的金属外壳内。佩戴使用时，先拉开外壳封口带并取掉上外壳；然后迅速将自救器的本体从下外壳中取出挂于颈部，并佩戴上口具、鼻夹进行呼吸。吸气时，气囊中的富氧空气经清净罐、呼吸软管、口具进入人的呼吸器管；呼气时，呼出的气体经口具、呼吸软管、清净罐进入气囊。清净罐装有吸收CO_2的氢氧化钙吸收剂；因在启封自救器取掉上外壳的同时

随带牵动了拉环，开关手柄动作，氧气瓶的阀门被开启，氧气瓶中的高压氧气即立刻通过减压器及胶管进入气囊，因而佩戴者所吸富氧空气为经清净罐吸收了CO_2的人员呼气同由氧气瓶经减压器输入到气囊中的氧气的混合气体，自救器气路系统是一个单管往复的气体闭路循环呼吸系统。呼吸耗氧量大、气囊贮气不足时，可用手指按动手动补给钮使大量氧气注入气囊进行快速补氧；呼吸耗氧量小、气囊贮气过足时，气体会自动通过排气阀向外界排放，以降低气囊中气体压力到正常值。

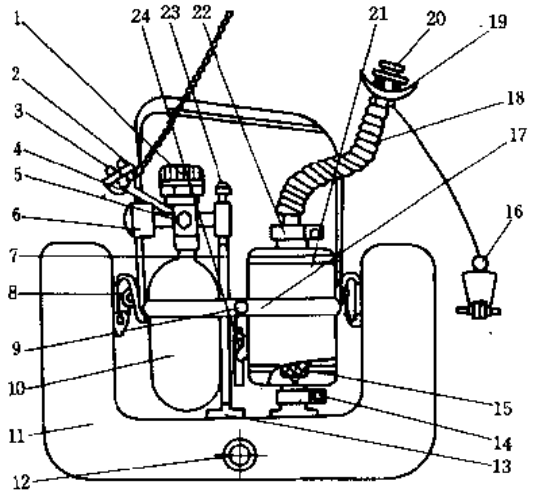


图1　AZY系列压缩氧自救器原理结构示意图

1—减压器；2—拉环；3　防松环；4—开关手柄；5—丝堵；6—压力表；7—胶管；8　挂钩；9—紧固螺栓；10—氧气瓶；11—气囊；12—排气阀；13—胶管接头；14　下卡箍；15—盲盖；16—鼻夹；17—紧固带；18—呼吸软管；19—口具；20—口具塞；21　清净罐；22—上卡箍；23　手动补给钮；24—腰勾

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

崔连富著，《自救器》，煤炭工业出版社，1981。

(金百考)

yanwu chuanganqi

烟雾传感器　(smoke transducer)　将火灾警戒范围某一点周围的烟参数转换成一定对应关系的输出信号的装置。通过检测物质燃烧过程中向大气中释放的大量的$5\times10^{-4}\sim10\mu m$范围的固体和液体粒子(气溶胶)中的某一粒径范围的粒子实现对火灾的早期探测。常安装于带式输送机巷道、各种硐室等处，用于探测早期的外因火灾。有离子式和光电式2种。采样方式有扩散式和泵吸式2种。

由于粉尘及湿度对传感器正常工作影响较大，容易引起误报，因而除了机电硐室等条件较好的场所外，使用时应格外注意。为了减少煤尘影响，对于扩散采样的传感器应加防尘罩，而对泵吸式采样的传感器应加过滤器分离器。对扩散式采样的传感器，当环境风速大时应加防风罩，以免误报，减少粉尘和湿度的影响、提高长期工作可靠性是今后烟雾传感器的发展方向。

离子式烟雾传感器　对可见的和不可见的烟雾都能反应，对0.01～1.0μm的烟雾反应最好。其是利用放射源(镅241或镭226，放射源强度为0.05～80μC)辐射的α射线将两电极间的空气电离形成离子电流(电离形成的电流呈稳定状态时可达10^{-11}A)，根据两电极间的电流值因烟雾粒子进入两电极间后、空气中离子化的分子迅速附着到粒子上而被粒子微弱的迁移对流带出离子室或粒子太大阻挡了α射线造成的降低量对烟雾浓度进行探测的，当烟雾浓度达到预定水平时即发出警报。

最早于20世纪70年代由美国、日本等国应用于煤矿中。中国从20世纪90年代开始生产这种传感器。

光电式烟雾传感器　主要由光源和光接收器组成。探测原理有减光原理及散光原理2种。减光原理基于烟雾粒子对光路的遮挡特性；而散光原理基于烟雾粒子对光的散光特性。

减光原理　光线通过烟雾时光的强度衰减符合兰伯特－比尔定理，即发射光强度I_0、接收光强度I以及光行程L、烟雾粒子浓度C、粒子的衰减系数K之间的关系满足如下指数方程：

$$I=I_0e^{-KCL}$$

近年来，发光二极管和新型光敏元件的出现推动了根据这种原理的烟雾探测技术的发展。

散光原理　光束以45°的角度射到烟雾粒子时，散射强度最大；当光束波长为烟雾粒子大小的2倍时，散射强度与粒子大小的平方成正比；与光波长的4次方成正比。根据散射原理制成的传感器对光源的稳定性要求低，允许光源上有轻微的灰尘积聚或光源强度有轻微的变化。

光电式烟雾传感器在煤矿中使用的较少，日本等国煤矿于20世纪70年代陆续使用减光式和散光式烟雾传感器。中国煤矿于20世纪90年代初才开始使用减光式烟雾传感器。

(尹芳雄)

yanfenpeng

岩粉棚 (rock dust barrier) 为隔爆在巷道中安设的装载岩粉的设施。它是在巷道中一定高度上设置的一种棚架，若干个棚架为一组，其上装载着岩粉，形成一段隔爆措施区。发生瓦斯煤尘爆炸时，因超前于爆炸火焰传播的冲击波和爆风的作用，部分岩粉被卷扬起来，同时岩粉棚被掀翻、击碎、解体，棚上剩余岩粉被爆风吹扬飞散，形成一段充满岩粉的岩粉云带；当滞后的火焰到达岩粉云带时，由于浓密的岩粉云的强力吸热冷却作用和隔热屏蔽作用降低了火焰温度，煤尘新粒子的干馏汽化作用被减弱或停止，爆炸火焰被扑灭，爆炸难以继续传播。为一种被动式隔爆装置，具有很好的隔爆性能，被世界许多国家广泛采用。有多种类型。隔爆效果取决于岩粉质量、岩粉用量、安装质量、设置位置等。中国《煤矿安全规程》对岩粉棚的设置，岩粉用量等作了具体规定。岩粉棚必须具备能在爆风作用下解体、破碎成零散状态而便于岩粉飞扬的结构。

沿革 岩粉能隔绝煤尘爆炸传播的现象在19世纪初期已开始被人们所认识。1818年英国矿山学会会长卡特曼在调查米里煤矿爆炸原因的法庭上曾证言：如果适当地采用岩粉法，将来英国的煤矿不会发生大爆炸。1886年英国阿鲁托夫茨煤矿矿长卡鲁夫斯在调查该矿一次爆炸事故后发现，堆积在巷道的岩粉阻止了爆炸火焰的传播，这是岩粉在煤矿阻止爆炸传播的最早记载。此后，法国、德国、美国等国家对岩粉法进行了大量的研究，岩粉法的效果逐渐被人们所公认。随着各国的不断研究使岩粉棚的结构、参数、性能等日趋完善，已被许多国家规定为隔绝煤尘爆炸传播的主要措施。

岩粉 岩粉必须符合：①可燃物的含量不得超过5%；②游离二氧化硅含量不得超过10%；③不含砷，五氧化二磷或含量不超过0.01%；④岩粉中氧化钙的含量不得低于45%；⑤岩粉的粒度必须全部小于0.3mm（通过50目筛），其中70%以上小于0.075mm（通过200目筛）；⑥呈浅色。一般采用石灰石、白云石、粘土页岩等作原料，经破碎、研磨加工而成。普通岩粉易受潮结块失去飞扬能力。

为便于岩粉的飞扬，棚上岩粉必须经常保持干燥状态，岩粉与巷道顶板或顶梁，两侧壁或支柱之间应保持一定空隙。

分类 根据岩粉棚的防潮性能、保护范围、岩粉用量、布置方式的不同，将岩粉棚划分为一般岩粉棚和防潮岩粉棚、主要岩粉棚（用于封闭采区的进出口，将爆炸限制于一个采区内的岩粉棚）和辅助岩粉棚（用来封闭采区内有爆炸危险的工作面，将爆炸限制在与工作面直接相通的巷道内的岩粉棚）、轻型岩粉棚和重型岩粉棚、集中式岩粉棚和分散或岩粉棚。

一般岩粉棚 有2种类型：一类是以“德国式岩粉棚”为代表，岩粉板长的方向与巷道的轴线方向成直角；另一类以“波兰式岩粉棚（巴尔巴拉型岩粉棚）”为代表，岩粉板由多块小板组成，每一块小板长的方向与巷道的轴线方向相平行。使用“波兰式岩粉棚”的国家较多，中国也使用这种岩粉棚。

中国使用的岩粉棚结构如图1所示，岩粉棚架规格见表1。

防潮岩粉棚 一种阻止岩粉受潮、延长岩粉使用

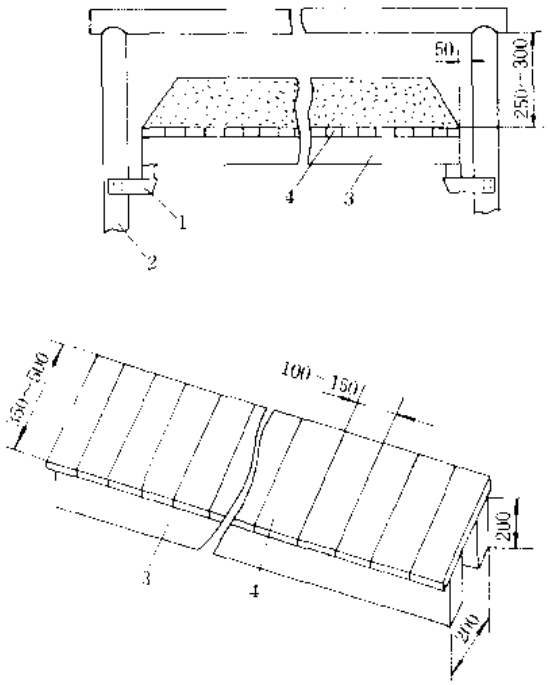


图1 岩粉棚结构示意图

1—支撑板（50×50mm）；2—支柱；3—台板；4—岩粉板

表1 岩粉棚架规格表

岩粉棚	单位	轻型棚	重型棚
岩粉平台宽	mm	≤350	350~500
岩粉板宽	mm	100~150	100~150
岩粉板长	mm	≤350	350~500
台板高	mm	200	200
中间距	mm	最大200	最大200
岩粉平台载岩粉量	kg/m	30	60

期限的隔爆岩粉棚。由于井下空气潮湿，岩粉长期暴露在空气中容易受潮。结块，因而会使岩粉在空气中的飞扬能力降低，导致岩粉棚的隔爆性能降低或不能隔爆。

岩粉防潮主要有2种方式：一是在岩粉生产加工过程中加入硬脂酸或松香之类的物质，使岩粉颗粒的表面形成一防水薄层；另一种是把岩粉装入盒、袋、罩等之内，使岩粉与周围潮湿空气隔绝。

布置方式及参数 布置方式有集中式布置和分散式布置2种。集中式布置最常用。

集中布置 将隔爆所需岩粉总量分装在一组岩粉棚上，集中布置在距爆源一定距离的一段巷道中的布置方式。岩粉棚区长度（布置岩粉棚的巷道长度）不得小于20m。这种布置方式的排间距较小，重型棚为1.2～3.0m。轻型棚为1.0～2.0m。适用于主要岩粉棚和辅助岩粉棚。

最低岩粉用量按设置岩粉棚处的巷道断面积计算，主要岩粉棚为400kg/m^2，辅助岩粉棚为200kg/m^2。

分散布置 将隔爆所需岩粉含量分装于一定数量的棚架上，1架或2架为一组分散布置于一定长度的巷道内的布置方式。其棚间距较大，一般为15～30m，只适用于辅助岩粉棚。

最低岩粉用量按设置岩粉棚区段的巷道空间容积计算，每立方米不少于1.2kg。

设置位置及技术要求 设置位置应在距爆源的有效隔爆区段内，前列（排）岩粉棚距工作面60～300m。岩粉棚一般设置在直线巷道中；碰到拐弯或断面变化等情况时，应在拐弯或断面变化处的后方50m开始设置岩粉棚。

主要岩粉棚设置于：①矿井两翼与井筒相联通的主要运输大巷和回风大巷；②相邻采区之间的集中运输巷道和回风巷道；③相邻煤层之间的运输石门和回风石门。

辅助岩粉棚设置在：①采、掘工作面进风、回风巷道；②采区内的煤层掘进巷道；③采用独立通风，并有煤尘爆炸危险的其它巷道。

岩粉棚的技术性能应达到：岩粉平板的长度不小于巷道宽度的70%；岩粉堆积高度不大于250mm；岩粉表面与巷壁、支柱的垂直距离不小于100mm；岩粉平板距巷道顶板高度不大于巷道高度的1/3。

参考书目

中华人民共和国能源部制定《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程》，煤炭工业出版社，1992。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第三篇），煤炭工业出版社，1992。

（王 陈）

yanshi yu wasi tuchu

岩石与瓦斯突出 (rock and gas outburst)

在地应力和瓦斯的共同作用下，破碎的岩石和瓦斯由岩体内突然地向采掘空间抛出的异常的动力现象。突出的固体物有岩石和岩石与煤，突出的气体有二氧化碳、甲烷和二氧化碳与甲烷。突出的固体物的数量由几吨至数千吨，突出的气体量由几千立方米至几百万立方米。根据气体突出物的种类划分有岩石与甲烷突出、岩石与二氧化碳突出、岩石与混合气体（CH_4、CO_2等）突出3类；根据突出的岩石量划分有小型突出、中型突出、次大型突出、大型突出和特大型突出5种。突出能造成人员的伤亡和井巷、设备的损坏，并会表现出不同的特征和征兆。随着矿井开采深度的增加，发生岩石与瓦斯突出的矿井数、次数及突出强度有增加的趋势。对岩石与瓦斯突出的机理及发生规律目前尚没有统一的认识（见煤（岩）与瓦斯突出机理）。1975～1993年，中国辽宁省的北票和阜新矿区、四川省重庆地区、吉林省营城矿区、甘肃省窑街矿区共发生过40余次岩石与瓦斯突出，其中1975年6月13日吉林省营城煤矿五井发生的砂岩与CO_2突出，突出砂岩1005t、CO_2 14km^3；1978年5月24日甘肃省的窑街矿务局三矿发生的岩石与瓦斯突出，突出砂岩343t、煤687t、CO_2 0.24Mm^3、CH_4 35km^3。中国的《煤矿安全规程》和《防治煤与瓦斯突出细则》对岩石与瓦斯突出的预测方法和防治措施作了具体规定。

目前，世界上发生的最大的一次岩石与瓦斯突出是波兰下西里西亚煤田发生的突出，突出砂岩量4300t、二氧化碳0.3025Mm^3。

一般特征 地质条件不同，发生的突出所表现的特征也不同。

中国煤矿发生的岩石与二氧化碳突出的一般特征是：①突出的CO_2的来源属无机源，突出的CO_2中的^{13}C同位素偏差值$\delta^{13}C \geqslant -9.3‰ \sim -11.2‰$；②突出危险区呈条带形延展；③突出危险区的砂岩孔隙率高（15%～23%）、强度低（$f<1$），瓦斯压力大（1.45～2.15MPa）；④突出危险砂岩岩心为凹凸圆片状或有环形裂缝，每米凹凸圆片数量越多，危险性越大，营城煤田突出危险的砂岩岩心凹凸圆片数高达138片/m；⑤突出前有瓦斯涌出量增高、岩石变软甚至可以用锹挖动，爆破后碎石量比无突出危险地带多，且岩块碎小、底鼓、片帮、冒顶等现象；⑥所有的岩石与二氧化碳突

出都是跟随爆破发生的。

乌克兰顿巴斯煤田岩石与瓦斯(CH_4)突出危险分层的一般特征是：①砂岩极限抗拉强度比非突出危险分层砂岩的抗拉强度小33%～50%；②突出危险分层砂岩孔隙率达5%～10%；③同一突出危险层的突出危险分层比非突出危险分层的砂岩中石英含量要高30%～50%、胶结物含量要低50%～67%、粒度要大2倍；④岩心分裂成圆片状或有环状裂缝。

预测预报 分为区域预测和日常预测2类。区域预测是通过地质钻探和矿井地质工作查明地质构造、地应力、瓦斯(CO_2、CH_4)来源与赋存状况(瓦斯压力、瓦斯含量、$\delta^{13}C$分布等)以及岩性分布，并根据岩石突出危险性指标，来确定突出危险层和突出危险区。日常预测是随着巷道掘进打超前钻孔进行的，有岩心法、预兆法和声响法3种。

岩心法 打钻岩心没有圆片状(环状裂缝)岩心，为非突出危险地带；岩心长度≥150mm，有裂缝环绕并有个别圆片交替出现，为一般突出危险地带；1m岩心中有20～30个圆片、岩心长度为50～100mm并有环状裂缝交替出现，为中等危险程度地带；1m岩心中有30～40个凹凸状圆盘，为高度危险地带。钻孔封闭后5min时的瓦斯压力(钻孔深度5～6m，封孔长度4.5～5.5m，孔底留0.5m为测压室)测定值大于等于0.03～0.06MPa(结合岩心情况确定临界值)时有突出危险。

声响法 利用安放在煤岩体内的探测仪器(声响传感器、微震仪)接收、放大、显示、记录突出发生前煤和围岩在受力破坏过程中发生破裂和震动时传出的震波或声波，并与矿区的地质图、开采活动等资料一起进行综合分析作出突出预报的方法。突出前单位时间内震动次数增加的数值，因具体条件不同而异，不是常数。声响传感器安放在直径为42mm的钻孔内，深度不小于1m，传感器与孔底紧密接触，采用突出危险准数K_n作为判断标准：

$$K_n=K_i/K_H=\frac{A_{2000}/A_{300}}{\frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n}B_{2000}/B_{300}}$$

式中K_i为声信号幅度的日常值，在被测地带由测得的2000Hz与300Hz频率声信号幅值算得；K_H为非危险带此频率上的声信号幅度比的平均值；A_{2000}和A_{300}为被测地带2000Hz和300Hz频率计算得出的声信号幅度的日常值；B_{2000}和B_{300}为非突出危险地带在2000Hz和300Hz频率上计算得出的声信号幅度的日常值；n为在非危险带求声信号幅度比平均值的次数；K_n为突出危险准数，$K_n>1$有危险，当$K_n<1$和巷道掘进了2m可将预测“危险”改为“非危险”。

美国在20世纪70年代初开始研究采用超声波监测技术监测岩石声响能量，利用10～10000Hz微震技术监测和确定最可能发生突出的地点，利用40～110000Hz微震技术确定发生突出的时间；英国、捷克、俄罗斯、匈牙利、法国、比利时、日本等国均采用这种技术用来预报突出危险程度。中国对此项技术正处于研究之中。此项技术不但用于预报岩石与瓦斯突出，也可用于预报煤与瓦斯突出。

预兆法 具有下列预兆之一者，为有突出危险工作面：①岩石呈薄片状或松软碎屑状；②工作面爆破后，进尺超过炮眼深度；③有明显的火成岩侵入或工作面CO_2(CH_4)涌出量明显增大。

防治措施 在突出危险区掘进巷道时，应采取“突出危险日常预测、实施防突措施、措施效果检验和安全防护措施”四位一体的综合防突措施。防治措施有：①选用符合防突要求的最佳钻眼爆破作业参数；②采用超前导洞掘进巷道；③安设限制突出强度的挡栏；④开卸压槽；⑤打超前钻孔；⑥采用深孔控制卸压爆破；⑦用有专用截割机构的掘进机掘进巷道等。安全防护措施是发生突出时，用以保证人员安全的措施，包括防护装备和安全措施2部分，防护装备主要有压缩空气自救系统与装置、隔离式自救器和反向风门等；安全措施主要有震动性放炮、远距离放炮、设置挡栏、瓦斯(CH_4、CO_2)浓度监测仪、安全监测系统、避难所(避难硐室)和信息通讯等。

参考书目

俞启香编著，《矿井瓦斯防治》，中国矿大出版社，1992。

中国矿业学院瓦斯组编，《煤与瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

中华人民共和国能源部，《煤矿安全规程(1992年版)执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

(俞启香)

yangqi chuanganqi

氧气传感器 (oxygen transducer) 将空气中氧气浓度变量转换成与之相对应的输出信号的装置。根据检测原理不同可分为极谱电池式、伽伐尼电池式(见氧气检测仪)和热磁效应式几种。常同煤矿环境监测系统配套使用。安装于巷道中可用于监测井下工作环境中的缺氧程度；通过气体取样器可监测采空区、密闭区的氧气浓度，用以判断煤炭自然发火情况和发生气体爆炸的危险性。国内外生产有多种氧气传感器，

表 1　几种典型的氧气传感器的技术性能表

型　号	BTS33PC	OXY－Trans	TS1	KG8903
原　理	极谱电池	伽伐尼电池	伽伐尼电池	极谱电池
测量范围(%)	0～25	0～25	0～25	0～25
基本误差(%)		0.5	1.0	0.5
响应时间/s	10	20	12	＜60
生产国	德国	德国	波兰	中国

几种典型产品的性能见表 1。

热磁效应式氧气传感器　根据氧气易被磁场吸引，且随着温度升高其磁性减弱的原理(氧分子的顺磁特性)，利用惠斯顿电桥中的加热线圈加热磁场，通过检测含氧的混合气体流经磁场时，由于氧气的顺磁作用使惠斯顿电桥失衡所产生的电压信号值的大小来测定氧气浓度的仪器。其性能稳定，使用寿命长，但其功耗大、体积较大。

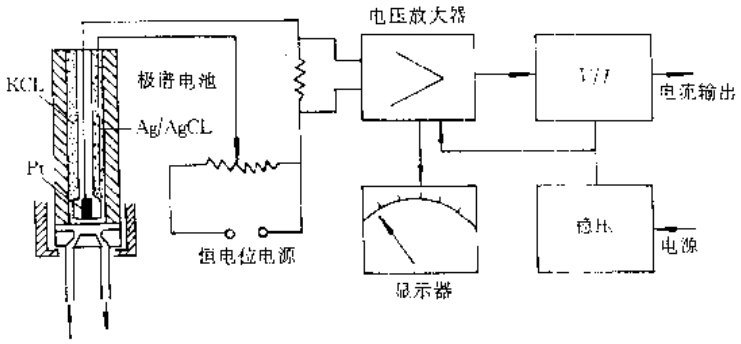


图 1　极谱电池式氧气传感器结构示意图

极谱电池式氧气传感器　采用定电位电解原理的测氧敏感元件的传感器。结构如图 1 所示。测氧敏感元件由金或铂等贵金属的阴极、金属银的阳极、一定浓度的氯化钾溶液的电解质构成。由于在二电极之间加有恒定电位（+0.63V），当氧气在阴极上还原时，会生成与氧气浓度成正比的电流，通过检测电流值的大小即可测定出氧气浓度。电化学反应式为：

阴极　　$O_2+2H_2O+4e \longrightarrow 4OH^-$

阳极　　$4Ag+4Cl^- \longrightarrow 4AgCl+4e$

这种传感器功耗小，响应快，线性和重现性良好。由于在阴极前面要放一层聚四氟乙烯膜用来透气，并与阴极形成薄液层，因此为延长元件使用寿命应适时更换这层膜。

参考书目

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（薛元修）

yangqi jianceyi

氧气检测仪　(oxygen detector)　测定空气中氧气浓度的携带型仪表。有火焰式，伽伐尼电池式和极谱电池式几种。目前使用较多的是伽伐尼电池式氧气检测仪。火焰式氧气检测仪即是瓦斯检定灯(见瓦斯检定灯)，是最早使用的一种氧气检测仪，其是根据火焰的形态来大致判断环境的缺氧程度，目前已被淘汰。极谱电池式氧气检测仪于 1953 年由英国人 L. C. Clark 发明；伽伐尼电池式氧气检测仪于 20 世纪 60 年代中期由日本、苏联研制成功。中国的首台伽伐尼电池式氧气检测仪于 1979 年由煤炭科学研究总院抚顺研究所与抚顺煤矿安全仪器厂共同研制成功。

为了解决矿井井深变化对氧气检测仪测值的影响这一关键技术，英国 CITY TECHNOLOGY 公司研制出了毛细扩散控制型的伽伐尼电池，德国采用了检测压力补偿技术。氧气检测仪敏感元件的小型化、集成化是今后发展的方向。20 世纪 80 年代末，美国利用集成电路薄膜制造工艺已制造出 Back 电池微型氧气敏感元件；德国 Drager 公司也已推出用催化（见矿井气体检测）原理研制的 Minipac190 型氧气检测仪。

伽伐尼电池式　以隔膜式伽伐尼电池为测氧敏感元件的氧气检测仪。隔膜式伽伐尼电池由材质为金或铂等贵金属的作用电极（阴极），材质为铅或镉、铋、铜等金属的对电极（阳极），氢氧化钾或碳酸盐溶液的电解质和用于封闭它们的聚四氟乙烯薄膜构成（图 1），由于当氧气透过隔膜在电极上发生电化学反应时会在 2 个电极间形成同氧气浓度成正比的电流值，因而通过测定电极间的电流值即可实现对氧气浓度的测定。其具有功耗小、结构简单、测量线性好等特点，在煤矿中有大量使用。测氧时的化学反应过程可表示为：

阴极　$O_2+2H_2O+4e=4OH^-$

阳极　$2Pb=2Pb^{2+}+4e$（以铅为例）

总电池反应　$O_2+2Pb+2H_2O=2Pb(OH)_2$

由于伽伐尼电池的阳极是可消耗的物质，因而其寿命一般较短。

由于检测仪的测值同大气压力有关，在地面校准后用于井下测量时，应进行修正：

$$A=B\times\frac{20.96}{20.96+H\times K}$$

式中 A 为测点真实氧气浓度，$\%O_2$；B 为检测仪测得的氧气浓度，$\%O_2$；H 为井深，100m；K 为系数，取0.25%。

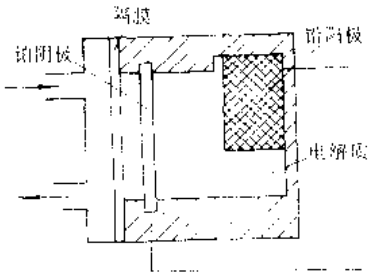


图 1 隔膜式伽伐尼电池的结构示意图

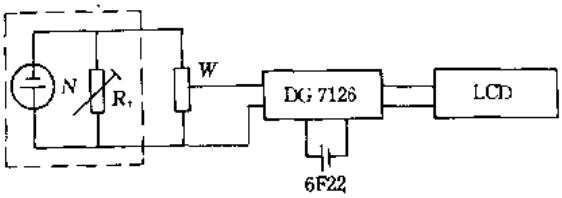


图 2 AY－1B 型氧气检测仪电气原理图

N—测氧传感元件；R_t—温度补偿热敏电阻；
W—示值校准电位器；DG7126—模数转换器；
LCD—液晶显示器；6F22—9V 积层电池

表 1 AY－1B 型氧气检测仪技术性能表

指标		单位	数值
测量范围		%	0～25
基本误差		%	±1
响应时间（达90%指示值）		s	≤15
电源			6F22 型 9V 积层电池
测氧传感元件寿命		a	≥0.5
适用工作环境	温度	℃	0～40
	相对湿度	%	≤98

中国生产的 AY－1B 型氧气检测仪是普遍使用的氧气检测仪，由氧气传感元件（隔膜伽伐尼电池）、温度补偿热敏电阻、示值校准电位器、模数转换器、液晶显示器及 9V 积层电池等组成，其电气原理图如图 2 所示，技术性能见表 1。

极谱电池式 氧气检测元件为极谱电池（见氧气传感器）的氧气检测仪，亦称定电位式氧气检测仪。这类仪表响应时间快，且敏感元件中的隔膜可更换，使用寿命长。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

（薛元修 辛广龙）

yiyanghuatan chuanganqi

一氧化碳传感器 (carbon monoxide transducer) 将空气中一氧化碳浓度变量转换成与之相对应的输出信号的装置。有电化学式、红外线吸收式、气敏半导体式（见矿井气体检测），催化式几种，与煤矿环境监测系统配套使用。用于连续监测矿井空气中的一氧化碳浓度，以早期发现和判断煤炭自燃内因火灾和带式输送机火灾等外因火灾发生、发展情况。

一氧化碳传感器在煤矿中的应用是随煤矿环境监测技术的发展而展开的。最早应用于煤矿中的一氧化碳传感器是不分光红外线吸收式的一氧化碳分析器，于 20 世纪 60 年代由德国 Maihak 公司生产，型号为 UNOR1 型；由于防爆结构为隔爆式，笨重而且昂贵，仅在德国和欧洲国家的煤矿使用。中国自 1985 年开始研制并同时引进国外电化学式一氧化碳传感器技术，已生产出 KG3013、KG3021A 等型号的产品。典型的一氧化碳传感器的主要技术性能见表 1。

电化学式 采用定电位电解原理，利用一氧化碳在控制电位的催化电极上产生电化学氧化反应，通过测量电极上产生的电流来确定一氧化碳浓度的传感器（见一氧化碳检测仪、矿井气体检测）。工作示意图如图 1 所示。这类传感器的功耗小、测量准确、选择性较好、具有本质安全性能，在煤矿中有广泛应用。

红外线吸收式 根据一氧化碳对波长为 4.66μm 的红外线有较强的吸收作用，且吸收强弱与气体浓度成一定比例的原理制成的传感器，亦称红外线气体分析仪（见矿井气体检测）。由光源、气室、检测室、信号检测处理电路组成（见矿井气体检测）。由于采用了气体滤波室或干涉滤光片，仪器具有选择性地吸收特定红外线的能力，即采用了不分光红外线吸收技术，

表 1　典型的一氧化碳传感器技术性能表

型　号	KG3021A	BCO1	Comytron 2031i	UNOR1	SATW
原　理	电化学式	电化学式	电化学式	红外线吸收式	催化式
测量范围（%）	0～0.01	0～0.005； 0～0.02	0～0.0099	0～0.03	0～0.01
精度（%FS）	≤3		≤3	±2	±5
输出信号	1～5mA， 200～1000Hz	0.4～2V	5～15Hz	0.1～1mA	0.3～3mA， 6～10kHz
尺寸/mm	86×170×254	283×198×172	370×240×150	340×300×520	590×539×175
质量/kg	3	7.3	19	44	34
生产国	中国	英国	德国	德国	波兰

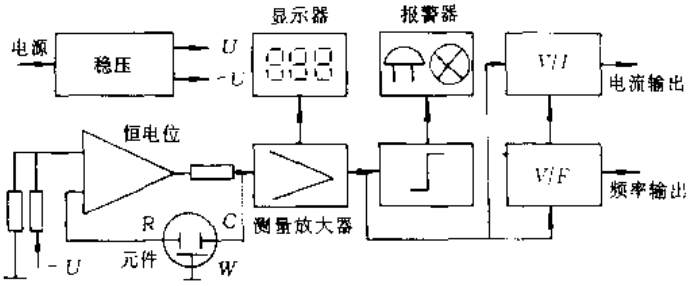


图 1　电化学式一氧化碳传感器工作示意图

其抗背景气体交叉干扰能力较强。这种传感器测量精度高，重现性好，内部有吸气泵，可直接从采空区，密闭区内取样。

催化式　由氧化铜、氧化锰、氧化银等催化剂和高灵敏度热敏器件及检测电路组成。当一氧化碳通过催化剂时会发生催化氧化反应，并产生热量，由于产生的热量同一氧化碳浓度存在着对应关系，因而通过热敏器件检测热量变化即可测定出一氧化碳浓度（见矿井气体检测）。为了保持较高的检测灵敏度，需要用加热器将催化剂维持在较高温度下工作，以提高其催化活性，因此这类传感器功耗大。此外，催化剂室要用除湿器保护，以避免催化剂受潮失效，所用干燥剂要定期更换。20 世纪 60 年代和 70 年代初，苏联、美国和波兰等国的煤矿使用这种传感器，典型产品有波兰 STAW 型。

参考书目

刘洪主编，《煤矿安全监测技术》，煤炭工业出版社，1993。

（薛元修）

yiyanghuatan jianceyi

一氧化碳检测仪　（carbon monoxide detector）　测定空气中一氧化碳浓度的携带型仪表或装置。有检测管式、电化学式、气敏半导体式、氧化汞—硒试纸式及红外线吸收式等几种。其中煤矿早期使用是检测管式（见气体检测管），且至今仍普遍使用。中国于 1965 年开始使用氧化汞—硒试纸式一氧化碳检测仪预报煤矿自然发火。电化学式一氧化碳检测仪的气体敏感元件有液体电解质式的和固体聚合物电解质式的 2 种，液体电解质的三电极气体敏感元件于 1972 年由美国 Energetic Science 公司发明，固体聚合物电解质（SPE）敏感元件于 1976 年由美国通用电气公司研制成功，至今美、英、法、德、日本、波兰等国的煤矿乃普遍使用液体电解质元件的检测仪；中国于 1982 年开始研制电化学一氧化碳检测仪并引入到煤矿使用。红外线吸收式和气敏半导体式一氧化碳检测仪（见矿井气体检测）在煤矿使用很少。典型的一氧化碳检测仪的技术性能见表 1。

以提高电化学气体敏感元件使用寿命为目的，研制新型固体聚合物（SPE）电化学元件是今后的发展方向。早期的 SPE 元件难以实现小型化，由于其膨胀特性，长期稳定性也差；近年来采用集成电路制造技术开发出了平面型固体电解质一氧化碳敏感元件，实现了微型化、集成化、在一个芯片上可以制成检测多种气体的敏感元件。

定电位电解式　根据电化学检测原理（见矿井气体检测）制成的一氧化碳检测仪。用于测量大气中的微量一氧化碳。敏感元件由催化电极、电解质、透气膜构成。其中催化电极有 2 电极（作用电极 W 和对电极兼参比电极 C）元件和 3 电极（作用电极 W、对电极 C、参比电极 R）元件 2 种。在维持作用电极和参比电极之间一定电位后，当含有一氧化碳的空气扩散通过透气

表 1　典型的一氧化碳检测仪的主要技术性能

型　号	AT2	COY3	AQY50	MINIPAC190	ECOLYZER2000
工作原理	电化学	氧化汞—硒试纸	检测管	电化学	电化学
测量范围（%）	0～0.05	0～0.01	0.001～0.05（Ⅰ型） 0.01～0.5（Ⅱ型）	0～0.2	0～0.2
准确度（%）	±5	±10	±15	±3	±3
响应时间/s	≤30			<20	30
质量/g	700	5000	1200	185	340
生产国	中国	中国	中国	德国	美国

膜时，在电极上就发生电化学反应，在作用电极上有：$CO+H_2O \longrightarrow CO_2+2H^++2e$，在对电极上有：$\frac{1}{2}O_2+2H^++2e \longrightarrow H_2O$，从而在电极、电解质及外闭合电路之间形成电流，由于反应生成的电流与一氧化碳浓度成正比，因而通过测量电流值即可测出一氧化碳的浓度值。典型的仪表结构如图 1 所示。这类仪器具有灵敏度高，测定准确，且功耗小，易实现本质安全型和小型化的特点，在煤矿中得到广泛使用。

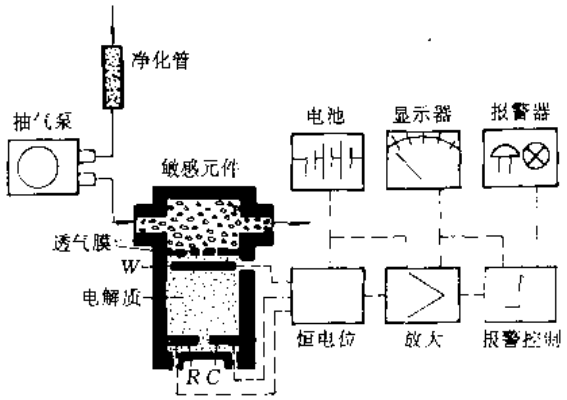


图 1　典型的定电位电解式一氧化碳检测仪结构示意图

氧化汞—硒试纸式　由装有氧化汞、硒试纸条的装置及温度控制器构成。其是根据氧化汞在一定温度下与一氧化碳发生化学反应（即 $CO+HgO \xrightarrow{180℃} CO_2+Hg$）生成的汞蒸气再与硒试纸条上的硒反应（即 $Hg+Se \longrightarrow HgSe$）可生成硒化汞黑痕的原理，通过测量硒化汞黑痕长度来计算出一氧化碳的浓度的。这种仪器功耗大，长期通入一氧化碳后氧化汞反应活性会降低，要经常用标准气样进行校准，并要对氧化汞进行活化处理，且反应过程中还会产生有毒汞蒸气而污染环境。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第十四篇），煤炭工业出版社，1992。

刘德林等编，《煤矿安全仪器及装备使用与维修手册》，煤炭工业出版社，1989。

（薛元修）

yiyanghuatan zhongdu

一氧化碳中毒　(carbon monoxide poisoning)

由于吸入一氧化碳气体而引起人体乏氧的一种中毒性疾病。是常见的一种职业中毒。由于在煤炭生产过程中要爆破、煤炭被采出后形成的采空区中遗留的煤炭会因漏风而自燃，都会生成一氧化碳气体；而在发生瓦斯煤尘爆炸、矿井火灾等事故期间，更会生成大量的一氧化碳气体，故一氧化碳中毒现象在煤炭生产过程中很常见，是煤矿最常出现的一种职业中毒。分为急性中毒和慢性中毒 2 类，急性中毒又分为轻度中毒、中度中毒和重度中毒 3 类。资料显示，在瓦斯、煤尘爆炸事故中，由于一氧化碳中毒而死亡的人数约占总死亡人数的 70%～75%。

一氧化碳是随空气经由呼吸道而侵入人体的。机体中毒的症状与一氧化碳浓度和接触的时间密切相关，见表 1。可用一氧化碳中毒系数或一氧化碳接触指数（空气中一氧化碳的浓度与作用时间之积）粗略估计一氧化碳的危害程度。

中毒机制　一氧化碳能使人体发生中毒的原因在于其同血红蛋白的亲和力比氧气与血红蛋白的亲和力大 300 倍，而氧气与血红蛋白解离的速度是一氧化碳同血红蛋白解离速度的 3600 倍。当一氧化碳进入人体血液后，血液的携氧能力即下降，且一氧化碳与血红蛋

表 1 人体中毒症状与空气中 CO 浓度、人体接触时间的对应关系

空气中 CO 浓度/（mg/m³）	吸收半量时间/min	中 毒 症 状
58.5	150	轻度头痛
292.5	120	严重头痛、眩晕
582.5	90	除上述症状外，还会出现恶心、呕吐，可发生虚脱
1170	60	昏迷、陈-施氏呼吸
11700	5	死 亡

白结合形成的碳氧血红蛋白 HbCO 还会干扰氧气与血红蛋白结合形成的氧血红蛋白 HbO_2 的解离、阻碍氧的释放和传递，即导致低氧血症，引起组织缺氧；此外 CO 还可以与肌球蛋白等血液外的若干含铁蛋白质结合，影响氧从毛细血管弥散到细胞内的线粒体，损害其功能；还会与线粒体中细胞色素 a_3 结合，阻断电子传递链、延缓还原型烟酰胺嘌呤二核苷酸（NADH）的氧化，抑制组织呼吸。

临床表现 由于一氧化碳对脑中含铁多的苍白球、黑质网状带中局部细胞色素氧化酶的抑制作用尤为明显，因而发生一氧化碳中毒时，中枢神经系统的表现最明显、症状出现的最早，可造成脑乏氧、脑细胞肿胀、脑血循环障碍，出现脑水肿、不同程度的脑缺血坏死、尤其是苍白球等发生缺血性软化或广泛的脱髓鞘病变后，可使一部分患者在昏迷苏醒经过一段“假愈期”后，又出现多种精神神经症状，形成一氧化碳中毒特有的“急性 CO 中毒神经系统后发症”。急性中毒时有发生。

实验室检查血中碳氧血红蛋白 HbCO 含量显示：轻度中毒约 10%～20%，中度中毒约 30%～40%，重度中毒可达 50%以上；同时周围血液象红细胞、白细胞均可增高，脑脊液压力及常规检查多数正常，血氧分压降低，血氧饱和度可正常，血中 CO_2 分压常有代偿性下降，心电图 QT 间期延长、ST 段降低、T 波低平，脑电图可出现低波幅慢波增多。

体征表现随中毒程度的不同而不同。

急性中毒 轻度中毒、中度中毒和重度中毒的表现各不相同。

轻度中毒 有头痛、头沉、心跳加快、眼花、恶心、呕吐、四肢无力等症状。于离开中毒现场吸入新鲜空气后即行好转，数小时后症状多消失。

中度中毒 除有头痛、头沉、心跳加快、眼花、恶心、呕吐、四肢无力等症状外，还有颜面潮红、口唇呈樱桃红色、多汗、烦躁、步态不稳、意识模糊症状，甚至昏迷；如能及时移出中毒现场抢救，可较快苏醒。

重度中毒 患者迅速进入昏迷状态，常见瞳孔缩小、四肢肌张力增高、牙关紧闭症状，可出现大小便失禁，皮肤、颜面、唇呈樱桃红色，约 6%～13%的患者有呼吸、脉搏增快，血压上升现象，可合并肺水肿；危重患者可出现去大脑强直发作、角膜反射迟钝、面色苍白、血压下降等症状，可合并脑水肿。经过积极抢救多数患者仍可获得完全恢复，少数患者会长期处于去大脑皮层状态，预后不良。

神经系统后发症 为急性一氧化碳中毒所特有的一种中毒症状，可表现为精神异常，脑局灶损害，颅、脊神经损害。

精神异常 表现为表情淡漠、反应迟钝、记忆障碍、大小便时有失禁，或出现幻觉、语无伦次、痴呆及行为失常等。

脑局灶损害 可出现锥体外系损害，表现为患者步态碎小、书写过小症与静止性震颤，甚至出现舞蹈病；也可出现锥体系损害，表现为一侧或两侧的轻偏瘫、上肢屈曲强直，可出现运动性失语或假性球麻痹；亦可出现皮层、间脑损害，表现出相应的综合征。

颅、脊神经损害 可出现视神经萎缩及一些单神经炎。

慢性中毒 目前，长期低浓度接触是否能造成慢性中毒尚无定论。但长期反复接触低浓度一氧化碳可出现神经衰弱症候群，心电图异常，并会导致体内一些酶系统的变化。

诊断 由于一氧化碳中毒在临床上多为急性中毒，因而诊断时主要根据接触史、现场调查、临床表现以及早期血液中 HbCO 的定量检查在综合分析后进行。中国颁布有“职业性急性一氧化碳中毒诊断标准及处理原则”（国标 GB8781－88），诊断是否发生一氧化碳中毒时通常依据这一标准进行。

治疗 当发生急性 CO 中毒时，应立即将患者移至新鲜空气流通处。对于轻度中毒，无须特殊治疗；对于中度中毒，以给氧及对症治疗为主；对于重度中毒，必须及时抢救，立即给氧，注意保持呼吸道通畅，有条

件时采用人工苏醒器和高压氧舱治疗，并采用脱水疗法及应用肾上腺皮质激素，防止脑水肿；对于出现频繁抽搐、极度兴奋或合并高热的患者，可用人工冬眠及降温法治疗。治疗时注意改善脑组织代谢、纠正水盐代谢失调、防止继发感染，留置导尿时应防止尿路感染，并应进行其他对症治疗和加强护理。

预防 由于煤矿井下的一氧化碳主要来源于生产过程中的放炮、煤炭自燃及事故时期的瓦斯煤尘爆炸，因而在煤矿中通过完全杜绝一氧化碳的途径来预防一氧化碳中毒是很难实现，只能通过加强通风和监测、使作业环境中的一氧化碳浓度符合卫生标准，强化个体防护的途径来预防。为了预防一氧化碳中毒事故的发生，世界各主要产煤国都对煤矿井巷风流中的一氧化碳浓度最高允许值作了规定；中国《煤矿安全规程》规定的井巷风流中一氧化碳最高容许浓度值(体积浓度)为 0.0024%。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

刘世杰主编，《劳动卫生学》，人民卫生出版社，1961。

(向卓辉 辛广龙)

yibao pensaqi

抑爆喷撒器 (triggered barriers of explosion suppression) 能够迅速喷撒出消焰剂，并在空间形成消焰剂雾幕的容器。是自动隔爆装置的组成部分，用来阻止煤矿中发生的瓦斯、煤尘爆炸的传播(见自动隔爆装置)。所用消焰剂可以是固体粉末，也可以是液体。因作用原理和结构不同有不同类型。通常由快动阀门、消焰剂贮存容器、驱动器、消焰剂和喷嘴组成。驱动器是一种具有内贮能量的容器，它的作用是向贮存在容器内的消焰剂提供压缩气体等动力，使消焰剂成为具有一定势能的流体。快动阀门起封闭和快速开启驱动器与贮存器之间，或贮存器与外界之间的出口的作用，可将消焰剂流体的势能转变为动能。喷嘴的作用是将具有流动性的消焰剂流束雾化，扩散到抑爆带空间，形成消焰剂雾幕。

抑爆喷撒器的喷撒效果取决于喷撒机构的动作滞后时间、喷撒消焰剂的速率、形成消焰剂雾幕的时间等参量。动作滞后时间是从快动阀门接收到喷撒指令到消焰剂开始从喷嘴喷出的时间间隔，其与快动阀门的结构、开启方式和驱动器内贮能量的高低有关。喷撒速率是单位时间内喷出的消焰剂质量，取决于驱动器内贮能量的大小和喷嘴的结构型式。喷撒效率为喷撒出来的消焰剂质量与贮存器中预贮存的消焰剂总质量的比值。

分类 根据驱动消焰剂的方式不同，分为贮压式、贮气式、实时产气式和爆破抛撒式等类型；按结构型式分为罐体型、圆筒型、槽型和袋型等类型。抑爆喷撒器通常用钢或塑料制成。

贮气式 如图 1 所示，这类抑爆喷撒器的高压驱动气体与消焰剂分开贮存，高压气体贮存在气瓶内，且气瓶置于贮存消焰剂的容器中。由瓶头阀、驱动气瓶、贮粉罐体、消焰剂、爆炸截割阀、密封膜和可调节喷撒

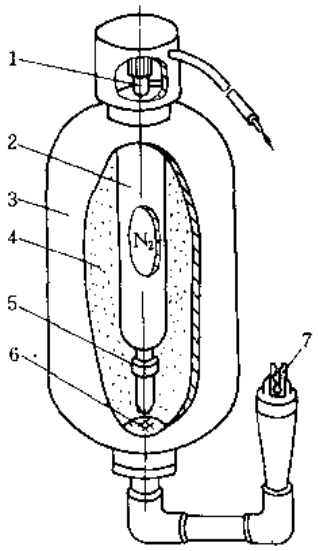


图 1 ZGB－Y 型贮气式抑爆喷撒器

1—瓶头阀；2—驱动氮气瓶；3—贮粉罐体；4—消焰剂；5—爆炸截割阀；6—密封膜；7—扇形喷嘴

方位的喷嘴组成。驱动气体为 12MPa 的压缩氮气，消焰剂采用干粉，其工作原理是：当控制仪发出喷撒指令即向爆炸截割阀提供电压时，截割阀在 0.2ms 内开启，高压氮气便迅速从气嘴喷出，与此同时阀上侧孔向粉罐给出一定量的氮气，使粉罐内的消焰剂流化，这样从气嘴喷出的高压氮气即将消焰剂引射出去，在喷粉管内形成具有一定混合比的粉气流，并通过扇形喷嘴撒向抑爆带空间，在巷道断面上形成一道粉雾幕。成雾时间小于 250ms，粉雾幕的存在时间约 900ms，喷粉持续时间约为 1s，喷粉效率高于 90%。这种类型的抑爆喷撒器也可以用水作消焰剂，图 2 所示为英国的 MaK－Ⅱ型扩水器。

贮压式 如图 3 所示这类抑爆喷撒器的驱动气体与消焰剂混合装在贮粉容器中，贮粉容器是高压容器。由充气阀、贮粉贮气罐、爆炸阀和喷嘴组成。其喷撒滞后时间短，成雾时间快，喷粉的速率和效率都高；但雾

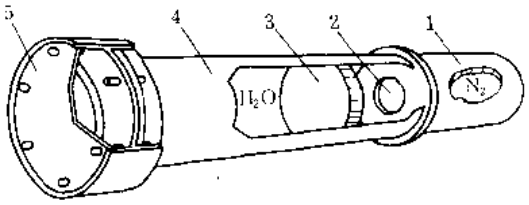


图 2　MaK－Ⅰ型扩水器
1—驱动氮气室；2—爆炸阀；3—活塞；
4—贮水室；5—挡水板

幕持续时间短，自身安全性能差，当外界有瓦斯聚积，容器中的水或气体泄漏抑爆喷撒器发生误动作时，与外界接触的爆炸阀产生的火焰或高温产物会造成瓦斯燃烧或爆炸，同时它的喷出口压力很高，粉气喷出时可能造成附近的工作人员受伤。

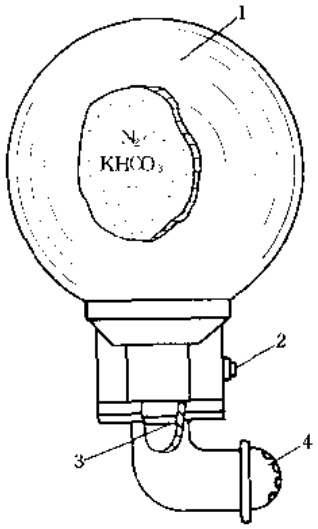


图 3　贮压式抑爆喷撒器
1—贮粉罐；2—爆炸阀点火器；
3—爆破膜；4—喷粉头

实时产气式　这种抑爆喷撒器是在驱动器内贮存一种燃料，在需要时使燃料迅速燃烧产生大量气体（主要是 CO_2）作为驱动气体。发生气体的容器通常是埋在消焰剂之中的。这种抑爆喷撒器平时不需要贮存高压气体，其结构及管理工作都简单。

爆破抛撒式　这类喷撒器抛撒消焰剂的内贮能量由埋在消焰剂中的导爆索爆轰时产生的压力给出。贮粉容器一般采用易于破碎的塑料作成。

快动阀门　抑爆喷撒器中的执行机构，受控于自动隔爆装置中的控制仪，即由控制仪给它提供工作电压或电流。按其工作原理分为电磁阀和爆炸阀 2 类。电磁阀通常只用来开启驱动器出口释放高压驱动气体，不宜用来控制粉气混合流的喷射。电磁阀的动作滞后时间长、动作的可靠性较差，使用较少。爆炸阀是抑爆喷撒器中最常用的快动阀门，由阀芯、雷管、炸药或导爆索和阀壳组成，结构型式主要有膜片式和线性截割式 2 种。当加上工作电压时，雷管爆炸引爆炸药或导爆索爆轰，爆炸射流即截割掉阀芯的封闭端或封闭膜片，使驱动气体释放到贮粉容器中或使粉气混合流释放到抑爆空间。贮压式抑爆喷撒器宜采用膜片式爆破阀，因为它的开启通口比较大，可以增大粉气混合流的流量。快动阀门只用在贮气式和贮压式 2 种抑爆喷撒器中。

参考书目

中国科学技术协会学会工作部编，《工业粉尘防爆与治理——全国工业粉尘防爆与治理学术讨论会论文集》，中国科学技术出版社，1990。

（廖继卿）

yiran meiceng kaicai

易燃煤层开采　(combusbible coal seam mining)　（见开采卷）

youli eryanghuagui hanliang ceding

游离二氧化硅含量测定　(measurement of free silica content)　确定岩石或矿物中没有同金属或金属氧化物结合的二氧化硅质量占总质量百分数的作业过程。研究表明，尘肺发病率的高低、发病工龄的长短及尘肺病的严重程度，除与粉尘浓度和尘粒的粒度分布有关外，还与粉尘中游离二氧化硅的含量有着密切关系。粉尘中游离二氧化硅含量越高，尘肺发病率越高、发病工龄越短、病变发展越快。游离二氧化硅含量测定结果用于研究尘肺病发病原因及制定尘肺病的防治方法，并是评价作业场所劳动卫生条件的依据。各国均制定有测定标准。中国《煤矿安全规程》对测定内容、测定方法及测定时间作了具体规定。游离二氧化硅分为非结晶型及结晶型 2 大类。结晶型在煤矿中主要以 α－石英结晶型存在，对人体致病性最强；因此，国内外均以 α－石英含量作为分析游离二氧化硅含量的卫生标准。测定方法有化学法和物理法 2 类。化学法有焦磷酸质量法和硷熔钼蓝比色法，物理法有红外分光光度法（红外光谱法，IR）和 X 射线衍射法（XRD）。

焦磷酸质量法　根据样品中的硅酸盐和金属氧化

物能溶解于加热的焦磷酸、而游离二氧化硅则几乎不溶解的原理，通过称量处理后的残渣质量算出游离二氧化硅的含量的方法。中国20世纪50年代开始采用，目前仍在广泛采用，已被列入中国标准GB5748－85。其适用范围广、仪器设备简单，但所需样品量较大(100mg以上)、操作程序繁琐、条件苛刻、分析时间长，有被淘汰的趋势。

硷熔钼蓝比色法 根据在高温下碳酸氢钠和氯化钾，混合熔剂与硅酸盐不发生作用、只选择性地熔融游离二氧化硅生成可溶性的硅酸钠，而硅酸钠在酸性介质中与钼酸铵可形成络合物、并在遇到还原剂时被还原成钼蓝的原理，通过其颜色深浅进行比色测定的方法。为原苏联采用的方法，适用于测定硅酸盐少的情况下，检出灵敏度为15mg/L。这种方法所使用的仪器设备简单，但分析结果过于依赖操作者的实验技术，适用范围有一定局限性。

红外分光光度法 根据石英在红外吸收光谱图的799cm^{-1}、779cm^{-1}及695cm^{-1}处有特征的、较少受其他矿物干扰的吸收峰，且吸收峰强度与石英含量之间的关系符合比尔－朗伯定律的原理，通过基线法测得分析波数的吸光度，用工作曲线法求得SiO_2质量的方法。已为英、美等国矿山局采用，作为分析煤矿呼吸性粉尘中的石英含量的常规方法。这种方法所需样品数量较少，速度快，灵敏度高，但所用仪器设备较复杂、分析结果依赖于样品质量的准确性（要求精确到0.01mg)。中国于1984年开始对这一方法进行研究，近年来已在煤矿中得到较广泛的应用。

X射线衍射法 根据单一波长的X射线以某一固定投射角投照结晶状粉尘时相应会产生该物质的特异性X射线衍射图谱、且其衍射线强度在一定范围内与该结晶物的质量呈线性关系的原理，定量分析游离二氧化硅含量的方法。始于20世纪40年代，现已达到成熟的程度。是测定矿山呼吸性粉尘中游离二氧化硅含量的最佳方法。有直接分析法、K值法、内算法、外算法及吸收－衍射法等数十种定量法。已在世界各国得到广泛的应用。中国煤炭行业于20世纪80年代中期开展这一方法的研究，1990年起进行了广泛的试用。这种方法不改变样品的化学状态、所需样品数量少(0.1mg亦可测定)、分析速度快、灵敏度高，但设备昂贵、样品粒径大小对测定结果有很大影响、校准用的标准和样品之间在质量吸收和粒径方面的差异及定位和结晶度方面的变化能引起显著误差。

参考书目

中华人民共和国能源部制定，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社，1993。

金龙哲编著，《矿井粉尘防治》，煤炭工业出版社，1993。

（刘新强）

youli wasi

游离瓦斯 (free gas) 存在于煤体或围岩的粗大孔隙和裂隙自由空间内的瓦斯。又称自由状态瓦斯。按自由气体定律（气态方程）运动，其分子热运动的结果呈现出瓦斯压力。在断层和大的裂隙、孔洞和砂岩内，瓦斯主要呈游离状态。如果瓦斯压力较高，采掘工作接近这些地点时，在高压作用下，游离瓦斯会突然大量涌出（喷出），造成事故。图1反映了煤层瓦斯含量与吸附瓦斯量和游离瓦斯量之间的关系：瓦斯压力比较低时，吸附瓦斯量占绝大多数；随瓦斯压力增加，吸附瓦斯量逐渐趋于饱和，而游离瓦斯所占比例逐渐提高。在深部煤岩层裂隙中往往含有相当多的游离瓦斯。

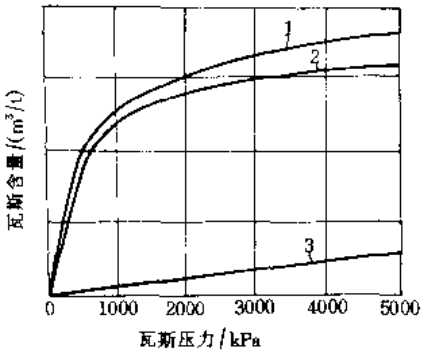


图1 煤层瓦斯含量和压力的关系

1 总瓦斯量；2—吸附瓦斯量；3—游离瓦斯量

在一定压力和温度条件下，游离瓦斯与吸附瓦斯处于动平衡状态（见吸附瓦斯）。游离瓦斯能从煤岩暴露面上均匀、缓慢地涌向采掘空间，若不及时用风流稀释、排出，聚积到一定浓度遇火源会引起燃烧、爆炸，造成人员伤亡和影响生产（见瓦斯爆炸）。邻近煤层中的游离瓦斯能经围岩裂隙和孔隙渗透到开采煤层的采掘空间，增加开采煤层日常瓦斯管理的难度。保证足够风量、进行瓦斯抽放等措施对减少游离瓦斯的涌出和积聚、保证矿井安全生产至关重要。

煤(岩)层中游离瓦斯量的大小取决于煤岩体内自由空间的大小和瓦斯压力、温度。孔径大于0.01μm的孔隙和裂隙越多，游离瓦斯量越多；瓦斯压力越大或温度越低，游离瓦斯量越多。在中国煤矿目前开采深度条件下，游离瓦斯量占总瓦斯量的5%～12%。

煤(岩)层内游离瓦斯量按下式计算：

$$W_f=\frac{\varphi p T_0}{z T p_0} \quad (1)$$

式中 W_f 为煤（岩）层中游离瓦斯量，m^3/t；φ 为煤的孔隙体积，m^3/t；p_0 为标准大气压，0.101325MPa；p 为瓦斯压力，MPa；T_0 为标准状态下绝对温度，273K；T 为煤层绝对温度，K；z 为瓦斯压缩系数，取决于瓦斯压力和温度，0.83～1.20。φ、p、T 均可实测获得。

参考书目

王家廉等编，《煤矿安全知识手册》，山东科学技术出版社，1986。

王省身主编，《矿井灾害防治理论与技术》，中国矿业学院出版社，1986。

（杨思敬　方裕璋）

Z

zailengji

载冷剂 (coolant) 制冷空调系统中借以传递热量的中间媒介质。用于间接式制冷系统，在蒸发器与空冷器之间借助它的循环吸收周围空气的热量，产生降温效应。矿井集中式制冷空调系统都使用载冷剂。

理想的载冷剂应具有：①凝固点低，低于系统中制冷剂蒸发温度 4～8℃，以防蒸发器冰塞破裂；②比热大、传输一定热量时流量小；③密度小、传输一定流量时耗功小；④化学稳定性好，腐蚀性小、无毒、价格低廉。

常用的载冷剂有水、氯化钠水溶液、氯化钙水溶液、乙二醇水溶液、丙三醇水溶液。水是一种常用的载冷剂，但由于凝固点较高，使用范围受到一定限制，适用的工作温度为 +5℃。用氯化钠 NaCl 配制的水溶液的适用工作温度为 +5～ 16℃。氯化钙 $CaCl_2$ 配制的水溶液的适用工作温度为 +5～−50℃。乙二醇 $OHCH_2CH_2OH$ 水溶液、丙三醇 $CH_2OHCHOHCH_2OH$（甘油）水溶液的适用工作温度均高于 −30℃。

参考书目

《制冷工程设计手册》编写组编《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1982。

（常业均）

zaosheng weihai

噪声危害 (hazards of noise) 各种不同频率、不同强度的声音无规律杂乱组合而形成的声音对人体听觉和非听觉方面造成的损害以及在作业安全方面形成的隐患。对人体听觉方面造成的损害表现为噪声聋，对非听觉方面造成的损害表现为对神经、心血管等方面的全身性损害；对作业安全的影响主要表现在干扰信号的接收与传递、导致作业人员心情烦躁而增加误操作的几率。

煤矿生产过程中使用有大量的机械设备，由于设备本身的性能问题，在运转过程中都会产生噪音，且局部通风机、气动凿岩机、主要通风机等设备会产生高达 100dB（A）以上的高强度噪声，加之煤矿井下作业环境很狭窄，煤矿井下作业工人中 70%～80%都经常性接触噪声，因而煤矿中的噪声危害是相当严重的。煤矿采掘工人噪声性听力损伤的检出率达 30%～40%。

完全杜绝煤矿噪声是不可能的；但采取一定的措施，可减小或预防噪声对人体及作业安全方面造成的危害，常见的预防措施包括消声、吸声、隔声等消除噪声源措施及作业人员使用耳塞、耳罩等加强个体防护措施，采用新型信号传输方式消除噪声对信号传输过程中的一切干扰途径措施等几个方面。

噪声聋 长期接触强噪声，耳感受器发生器质性病变，听力损失逐渐加重发展而成的不可逆的永久性听力损失。为特异性改变噪声病。开始只感觉耳鸣，以后出现语言听力障碍。听力检查表现以 3000～6000Hz 处出现凹陷，呈 V 型或 U 型听力曲线。在持续性的噪声作用下，听力损失逐渐向较低及较高频率发展，语言频段（500、1000、2000Hz）受损，听力下降大于 25dB，造成语言听力障碍。噪声听力损失发展趋势如图 1 所示。噪声聋多为两侧对称。噪声聋常伴有神经系统、心血管和其它器官的功能紊乱。

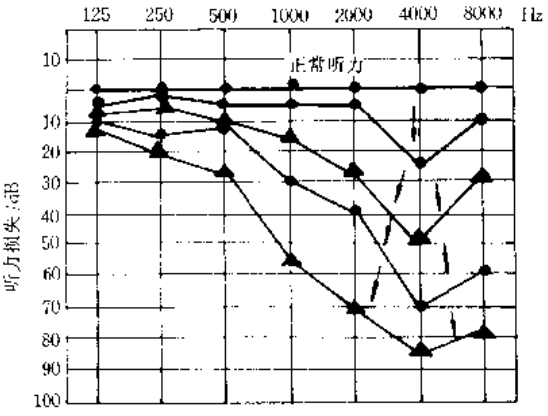


图 1 噪声听力损失发展模式

诊断与分级 诊断依据：①确切的噪声接触史；②中耳炎、外伤、致聋药物及老年聋等其它致聋原因的排

除；③听力损失的程度。凡只有高频听力下降，未累及语言频率者列为观察对象；语言频率 500、1000、2000Hz 三者听阈均值小于 25dB 者为噪声影响、在 26～40dB 间者为轻度聋、在 41～55dB 间者为中度聋、在 56～70dB 间者为重度聋、在 71～90dB 间者为严重度聋、大于 91dB 者为全聋。为消除年龄因素的影响，50 岁以上每岁扣除 0.5dB 计算。

治疗　噪声聋目前尚缺乏有效的治疗方法，一般采用以改善内耳血循环和局部代谢的烟酸、ATP、维生素、细胞色素 C、硫酸软骨素等药物治疗，近年有人报道用高压氧治疗噪声聋有较好的效果。

非听觉方面的损害　非特异性噪声病。表现为引起大脑皮层兴奋与抑制过程平衡失调，出现头痛、头昏、记忆力减退和睡眠障碍等神经衰弱综合症；引起植物神经系统功能紊乱，导致心率增快或减慢、心律不齐、心电图出现 ST 段和 T 波改变，外周血管阻力增高、血压增高；呼吸频率减慢及胃肠功能不良等；而在内分泌系统方面则表现有甲状腺功能亢进、性功能紊乱、月经失调、肾上腺皮质功能增强等。

参考书目

张家志编，《噪声与噪声病防治》，北京人民卫生出版社，1983。

陈炎磐著《噪声对听觉外影响的研究进展》，北京人民卫生出版社，1985。

（傅振辉　辛广龙）

zenganxing dianqi shebei

增安型电气设备　(increased safety electrical apparatus)　在正常运行条件下不会产生电弧、火花或可能点燃爆炸性混合物的高温的设备结构上，采取措施提高安全程度，以避免在正常和认可的故障条件下出现这些现象而实现防爆的电气设备。矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为“e”。采用增安型防爆方式的电气设备主要有电力变压器，无触点开关和主令电器、电动机、电缆接线盒和通讯电缆接线盒、照明灯具、测量仪表及仪表用互感器、通讯信号设备等。中国矿用增安型电气设备主要有增安型电动机、灯具、高压电缆接线盒、通讯电缆分线盒、铁路运输信号设备等。只有根据规定进行了防爆试验并取得了“防爆合格证”的增安型电气设备方可投入生产、使用（见*矿用防爆电气设备*）。由于这种防爆设备的安全程度不仅仅取决于设备自身的结构型式而且还和使用的环境、维护的情况等有关，因而其使用范围有一定的限制；中国《煤矿安全规程》规定，在井下瓦斯爆炸危险性较大的场所不允许使用增安型电气设备，通常仅用于采区、矿井进风巷道中。增安型电气设备的防爆措施包括通用措施和专用措施 2 部分。

沿革　增安型电气设备起源于德国，其防爆标志“e”即为德语 Erhohte Sicherheit 一词的第一个字母“E”的小写。1943 年德国即将该防爆型式列入德国标准 VDE0170/VDE0171 中。这一防爆型式最先为原苏联、日本和中国所承认，并列入各自国家的防爆标准；到 20 世纪 70 年代末，这一防爆型式被列入欧洲经济共同体防爆标准 EN50019（1977，第一版）；但该防爆型式在美国还未得到承认和应用。国际电工委员会（IEC）第 31 技术委员会（爆炸性气体环境用电气设备技术委员会）的 SC31C 分技术委员会于 1969 年制订了有关增安型电气设备的出版物 IEC79—7（1969，第一版），向 IEC 各成员国的国家防爆技术委员会推荐。

中国于 1955 年将增安型电气设备的内容列入第一本防爆标准——《煤矿用电气设备制造检验暂行规程》中，在该标准中这种防爆型式被称为“矿用安全型”；1977 年颁布的第一本防爆电气设备国家标准——《防爆电气设备制造检验规程》(GB1336—77) 将这一防爆型式改称为“防爆安全型”；1983 年，颁布的第二本防爆电气设备国家标准——《爆炸性环境用防爆电气设备》(GB3836—83) 将这种防爆型式改称为“增安型”。

发展趋势　这一防爆型式有向复合防爆发展的趋向，即设备主体采用隔爆外壳防爆，接线盒采用增安型防爆型式。其整体防爆型式称“增安兼隔爆型”，防爆标志为 Exed I 。

通用措施　主要有：采取可靠的内、外电路连接方式；增大电气间隙和爬电距离；采用较好的绝缘材料和绝缘结构；采用合理的外壳紧固和防护；限制设备表面温度等。

可靠的导线连接件结构　引入电缆或导线的连接件应保证连接牢固、接线方便；能防止电缆或导线松动，并能保证一定的接触压力；不应以绝缘材料传递接触压力；在温度升高、振动等情况下，应仍能保持正常工作。

内部导线连接可靠　可靠的连接方式有：①能防止松动的螺栓或螺钉连接；②挤压连接；③锡焊连接，但导线要先用机械方式连接然后再用锡焊加固；④硬钎焊连接；⑤熔焊连接。

内部导线的布置应避免与金属零件接触，可加机械保护，亦可作适当固定。

适当增大电气间隙　不同电位的裸露导电零件间的电气间隙（两个裸露导体之间的最短距离）应符合表 1 规定。

表1 电 气 间 隙

额定电压/V	12	24	36	60	127	220	380	660	1140	3000	6000	10000
最小电气间隙/mm	2	3	4	5	6	6	8	10	18	36	60	100

适当加大爬电距离 不同电位的裸露导电零件间的爬电距离（两个导体之间沿绝缘材料表面的最短距离）应符合表2规定。

表2 爬 电 距 离

绝缘材料级别	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲa
额定电压/V	最小爬电距离/mm		
12	2	2	2
24	3	3	3
36	4	4	4
60	6	6	6
127	6	7	8
220	6	8	10
380	8	10	12
660	12	16	20
1140	24	28	35
3000	45	60	75
6000	85	110	135
10000	125	150	180

为增大固体绝缘材料表面的爬电距离，可在其表面上增加高度和宽度均大于3*mm*的凸筋或深度和宽度均大于3mm的凹槽。

较好的固体绝缘材料 其在高于电气设备连续额定运行温度至少20℃的温度下（但不低于80℃），应仍具有良好的机械性能；其吸潮性要小，并且耐电弧、阻燃。

可靠的绝缘绕组 绕组线径不应小于0.25mm，应具有双层绝缘或用厚层漆包线；绕组在嵌绕和绑扎后进行干燥、浸渍。浸渍可用沉浸法、滴注法、真空浸渍法等；采用含溶剂的浸渍剂时，浸渍和干燥过程至少进行2次。

限制设备任一外表面的极限温度 在认可的设备运行条件下，设备任一表面的温度不应超过150℃（有煤尘堆积时）或450℃（无煤尘堆积时）。对于绝缘绕组，它的表面温度还应受到所用绝缘材料耐温等级的限制。

良好的外壳防护和特殊紧固件 内装裸露带电体的外壳，防护等级至少为IP54；只装绝缘带电部件的外壳、防护等级至少为IP44。在洁净环境中使用的增安型电气设备，外壳防护等级可为IP23。特殊的外壳紧固件的螺钉头放在护圈内，只有用专用工具才能打开。

专用措施 对旋转电机、照明灯具、仪表用电流互感器等采取的措施。

旋转电机安全措施 主要有：

(1) 采用滚动轴承的旋转电机，定、转子间单边气隙值不低于表3规定的值。

表3 滚动轴承电机的最小单边气隙

极 数	径向单边气隙/mm		
	$D\leqslant 75$	$75<D\leqslant 750$	$D>750$
2	0.25	$0.25+\frac{D-75}{300}$	2.7
4	0.20	$0.20+\frac{D-75}{500}$	1.7
6极以上	0.20	$0.20+\frac{D-75}{800}$	1.2

注：表中D为转子直径，mm。

(2) 采用滑动轴承的旋转电机，定、转子间单边气隙值不低于表3对应值的1.5倍。

(3) 防止鼠笼转子的导条和端环在起动时对铁芯产生放电火花的措施。

(4) 保证堵转时间t_E不小于5.0s，起动电流比I_S/I_N不大于10（t_E为在最高环境温度下，达到额定运行最终稳定温度后的交流绕组从开始通过最初起动电流时起直至上升到极限温度的时间；I_S为起动电流；I_N为额定电流）的措施。

(5) 加强绕组匝间、相间和绕组对壳体的绝缘。

(6) 额定电压不低于6kV的电机绕组有防电晕措施。

灯具安全措施 主要有：

(1) 不使用钠灯作光源。

(2) 荧光灯与透明罩间的距离不小于5mm，其它灯泡与透明罩间的距离不低于表4中的值。

(3) 将更换灯泡（管）时可能产生火花的部分装入单独的隔爆空腔中。

表 4　灯泡与透明罩的最小间距

灯泡功率 P/W	$P\leqslant 60$	$60<P\leqslant 100$	$100<P\leqslant 200$	$200<P\leqslant 500$	$P>500$
间　　距/mm	3	5	10	20	30

（4）具有防止螺旋灯泡（管）在灯座中不自行松动的技术措施。

（5）保证灯头边缘和灯泡焊接部位的温度不超过195℃的措施。

（6）荧光灯的镇流器能承受灯管老化后产生的整流效应的措施。

测量仪表和仪表用互感器安全措施　主要有：

（1）测量仪表和仪表用互感器在1.2倍额定电流或1.2倍额定电压作用下连续运行时，保证温度不超过150℃（有煤尘堆积时）或450℃（无煤尘堆积时）的措施。

（2）仪表用电流互感器和测量仪表的电流回路在承受表5中所示的热极限电流 I_{th}（在最高环境温度下，1s内使导体从额定运行时的稳定温度上升到极限温度的电流有效值）和动态极限电流 I_{dyn}（电气设备承受其电动力而不损坏的电流峰值）1s的作用下防爆性能不降低的措施。

表5　耐短路电流能力

电　　流	电流互感器和测量仪表的载流部件
I_{th}	$\geqslant 1.1\times I_{sc}$
I_{dyn}	$\geqslant 1.25\times 2.5 I_{sc}$

注：I_{sc}为短路电流。

（3）保证仪表用电流互感器和测量仪表的电流回路流过热极限电流 I_{th}时温度不应超过150℃（有煤尘堆积时）或200℃（无煤尘堆积时）的措施。

（4）测量仪表不选用动圈式仪表。

参考书目

GB3836.3－83，《爆炸性环境用防爆电气设备　增安型电气设备"e"》，中国标准出版社出版，1984。

（王瑞年）

zhendongbing

振动病　(vibration disease)　在生产劳动中长期接触强烈振动而引起的一种职业病。曾有职业性雷诺现象、类雷诺氏病、气锤病、白指等多种名称，以局部振动病为主。1911年Loriga首次报道了由于使用风动工具而出现的振动症候群。煤矿生产中经常使用的凿岩机、电钻等是导致煤矿工人发生振动病的主要振动源。据调查煤矿凿岩工振动病患病率达9.7%～17.7%。振动病可以预防。

预防措施　①消除或减少振动源。从工艺和技术上消除或减少振动源是防止振动病发生的根本措施；②制订接触振动的容许标准。中国作业场所局部振动卫生标准规定：使用振动工具或工件的作业，工具手柄或工件的4h等能量频率计权振动加速度不能超过 $5m\cdot s^{-2}$；③限制接触振动时间。实行轮换作业，增加工间休息，可减少振动的危害。中国颁布施行的《局部振动卫生标准》对不同频率计权振动加速度的日接触时间都做了具体规定；④改善环境条件，防寒保温，控制噪声及有害化学物质，以防止对振动危害的协同作用；⑤加强个人防护和健康管理。应配带合理的防护手套，就业前体格检查中发现有神经系统、末梢血管疾患，心血管疾患及听力减退者不得从事振动作业。振动作业工人应2～3年体检1次，以便早期发现病人，及时治疗处理。

局部振动病　最为常见的一种振动病。为长期使用振动工具所致，主要表现为末梢循环障碍。

临床表现　①发作性白指。是振动病的典型症状，为一过性手指发白，由指尖向近端发展，进而波及全身，寒冷时易发生；同时有手麻、手痛、手凉等症状。②神经系统功能障碍。有头痛、头晕、睡眠障碍，记忆力减退等神经衰弱症状；早期可出现肢端感觉异常，痛觉、振动觉、两点分辨觉减退，肌电图出现前臂神经传导速度减慢，脑电图快波增多。③皮肤温降低。甲皱皮肤毛细血管袢数目减少、管袢缩短、变形、血流速减慢。尚可见高血压及心电图S—T段、T波改变。④骨关节X射线改变。可见指骨、掌骨、腕骨及肘肩关节的骨质增生，骨皮质增厚，骨质疏松，骨岛形成，爪粗隆肥大、囊样变、骨关节变形及无菌性坏死等改变。

发病机理　①在振动的作用下，小动脉的肌层肥厚，动脉内膜下纤维化，使管腔狭窄、血流量减少，在寒冷的刺激下产生顽固性血管痉挛，导致组织缺血、出现白指、甚至发白。②振动使中枢神经功能失调，交感神经兴奋，α受体功能紊乱，引起指端血管收缩反应亢进。③振动引起人体蛋白质变性形成自身抗原，使IgM增加，形成了免疫复合物，从而引起局部缺血缺氧，导

致血管痉挛。

特殊检查 ①白指激发试验。有全身寒冷试验及局部寒冷试验，以激发雷诺现象。②冷水试验。将双手浸泡于4℃的冷水中2min，振动病患者皮温恢复时延长。③做指端容积描记图。可见痉挛波、坪台波和倾斜时间延长。④进行肱动脉造影。可见动脉腔变细或不规则，甚至闭塞。

诊断 依据是中华人民共和国卫生部1985年1月14日发布的《职业性局部振动病诊断标准及处理原则》(GB4869—85)。

治疗 有物理疗法、运动疗法、高压氧疗法等多种方法。物理疗法是利用温热作用，改善血液循环，促进组织代谢；运动疗法可以促进血液循环，改善神经系统机能；高压氧疗法有助于肢端供氧，可试用。为减轻以至防止白指发作，常用末梢血管扩张剂和交感神阻滞剂，B族维生素及维生素C有助于恢复神经功能，二巯基丙磺酸钠及青霉胺有缓解症状之功效，必要时可选用。必要时还可施行胸交感神经切除术，施行封闭疗法。

全身振动对人体的危害 全身振动主要为大振幅、低频的振动。振动通过如站立的足、坐位的臀等身体某一支撑面传入整个身体。冲击、旋转、震荡可看作是特殊形式的全身振动。频率多在1～100Hz范围内。人体对高频振动的耐受高于对低频的耐受。振动加速度能为前庭器官感受，引起前庭功能减退，表现为协调障碍、眼球震颤等。由于前庭和内脏反射，可出现面色苍白、头晕、恶心、呕吐，出冷汗等植物神经症状。全身振动还可使胃肠蠕动增加、胃液分泌机能和消化能力改变、肝脏解毒功能和代谢机能出现障碍，血压上升；女工可发生子宫脱垂、生殖器官充血、流产等。

参考书目

王林编，《振动病》，人民卫生出版社，1984。

丁训杰等编，《职业病临床实践》，上海科学技术出版社，1985。

(傅振辉)

zhendong baopo

震动爆破 (shock blasting) 在石门揭穿突出危险煤层或在突出危险煤层中采掘时，用增加炮眼数量、加大装药量等措施诱导煤与瓦斯突出的特殊爆破作业。又称震动放炮。是一种避免因突出而造成人员伤亡的安全防护措施。实施时，工作面的工作人员应撤退到安全地点。震动放炮是利用爆破产生的强大震动力，促使工作面前方煤体应力和瓦斯动力状态突然改变而诱发突出的，该法于1890年首先在法国的别西尔矿应用，1920年后在欧洲获得广泛的应用，当前仍是世界各国在突出安全防护方面所用的主要方法。中国各矿区石门揭穿突出煤层时普遍应用。放炮地点距工作面的距离根据突出后瓦斯可能波及的最大范围而定，也可在地面进行放炮。中国《煤矿安全规程》及《防治煤与瓦斯突出细则》对震动放炮的使用条件、应遵循的原则作出了规定。

石门揭穿突出煤层的震动爆破 石门揭穿突出煤层前，不论采取什么防突措施，都用震动爆破作为最后揭开煤层的手段。国内外普遍应用。石门震动爆破要求一次揭穿(薄煤层)或揭开(中厚、厚煤层)突出煤层。对急倾斜和倾斜的中厚和厚煤层，要求一次全断面揭入煤层的深度不小于1.3m；对缓倾斜煤层，应一次全断面揭开煤层。震动爆破的效果取决于爆破参数。立井揭开突出煤层时，也常用此法。

爆破参数 包括岩柱厚度、炮眼布置、装药量和起爆方式。

岩柱厚度 采用震动爆破措施时，石门掘进工作面距煤层的最小垂距对于急倾斜煤层为2m、对倾斜或缓倾斜煤层为1.5m。如果岩石松软、破碎，还应适当增加垂距。

炮眼布置 震动爆破的炮眼由煤层眼和岩石眼组成，炮眼总数一般为正常掘进炮眼数目的2～3倍，可参照下列经验公式计算：

$$N=5.5\sqrt{S}\sqrt[3]{f^2}$$

式中N为炮眼数目，个；S为石门断面积，m^2；f为岩石坚固性系数。

岩石眼数和煤层眼数比约为2∶1，各类槽眼及辅助眼数一般为4～8个。

炮眼布置形式是决定爆破效果的关键。当从煤层底板方向揭煤时，煤眼布置应遵循顶部密度小、底部密度大，中间密度小，两侧密度大，岩眼与煤眼交错排列的原则。中国目前常用的炮眼布置方式有2种：①当煤层厚度在0.6m以下时，采用单列三组楔形掏槽方式布置；②煤层厚度在0.6m以上时，采用双列三组楔形掏槽方式布置。

在缓倾斜煤层，为保证震动爆破能按要求全断面一次揭开岩柱，中国部分局(矿)试验了大孔掏槽式放炮(在石门中心部位打几个直径100～200mm的钻孔，孔内不装炸药，仅作为附加自由面)，取得了较好的效果。

装药量 单位岩体炸药消耗量为正常掘进时消耗量的1.5～2倍。根据中国各突出矿井的统计，采用毫秒雷管时，爆破单位体积岩(煤)的装药量为2～3kg/m^3；采用瞬发雷管时为3～4.5kg/m^3。

联线及起爆方式　震动爆破的联线方式并不统一，可视起爆器的性能选择。通常多采用串并联方式，即先将几个或几十个同阻值的雷管串联成一组，再把各组并联在一起，放炮时一次起爆。

煤巷掘进的震动爆破　多应用于顶板较好、煤质较硬，以地应力为主要动力来源的突出煤层中的巷道掘进。顶板软弱时，可能破坏顶板引起冒顶，并且增大了突出次数和突出强度，会延长停止作业的时间，在地质破坏带应用的效果也不好。只有在采取其他防突措施不可能时才应用。随着开采水平的加深，地应力和瓦斯压力增大，震动爆破诱导突出抛出的煤量很多，清理困难，且瓦斯流对通风系统的破坏也较大，因而应用的矿井已越来越少。中国辽宁省北票、重庆南桐、河南省焦作等突出矿井中曾经应用过，现已不再采用。西欧应用时有法国法和比利时法 2 种。法国法的特点在于规定用震动爆破爆出所要求的断面，禁止在爆破后用机械和人工落煤，以免造成延期突出；比利时由于煤质松软，围岩脆弱，强调震动爆破掘进工作面采用专门支架，以防顶板冒落，但可用手工落煤和机械落煤。

采煤工作面震动爆破　国外曾应用于顶板较好、煤质较硬，以地应力为主要动力来源的突出煤层。但由于存在煤巷掘进震动爆破同样的缺点，加上开采保护层等有效措施的出现，现在国内外基本已不再应用。

参考书目

中华人民共和国煤炭工业部制定，《防治煤与瓦斯突出细则》，煤炭工业出版社，1995。

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第二篇)，煤炭工业出版社，1994。

中国矿业学院瓦斯组编，《煤和瓦斯突出的防治》，煤炭工业出版社，1979。

(华福明　陈　锐)

zhengyaxing dianqi shebei

正压型电气设备　(pressurized electrical apparatus)　外壳内充有保护性气体并保持其压力(压强)高于周围爆炸性环境的压力(压强)，以阻止外部爆炸性混合物进入的电气设备。矿用防爆电气设备的一种。其防爆型式代号为"p"。有保护气体相对静止的正压充气型和保护气体流动的正压通风型 2 种，如图 1 所示。其是在外壳内部无可燃性气体释放源的情况下，利用保护气体将电气设备可能成为点火源的部分与其运行环境的爆炸性气体混合物相隔离来实现防爆的。多用于短时间出现易爆气体混合物的场所；在煤矿井下，多采用正压充气型。保护气体通常是纯净空气或惰性气体，其最小用量和正压力值应能保证设备的防爆性能和使其外壳冷却到安全温度；在电气设备正常工作情况下，外壳仅作为保持保护气体的机械手段。

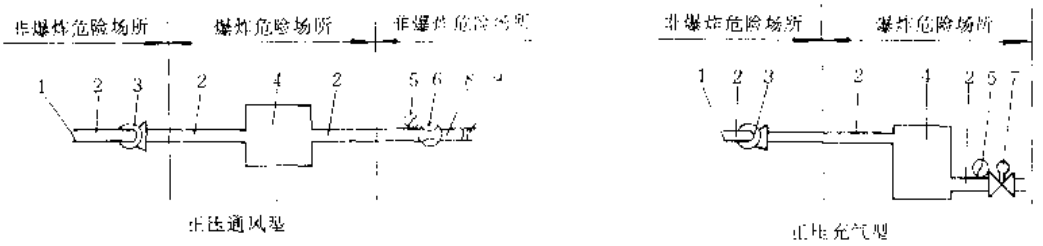


图 1　正压型外壳

1—保护气体进气口；2—管道；3—通风机；4—外壳；5—压力监控器；6—节流阀；7—换气阀；8—保护气体排出口；9—火花或炽热颗粒阻挡器

结构要求　①保护外壳内部任一点的保护气体相对于外界大气压力的正压力值不低于 50Pa；②保护外壳及其连接管道须用阻燃和抗腐蚀的材料制成；③外壳防外物及防水能力不低于 IP40，并能防止从外壳或管道内喷出任何火花和炽热颗粒；④排气口一般设在非爆炸危险场所，如果采取措施后能有效地防止火花或炽热颗粒排出，也可设在爆炸危险等级较低的场所；⑤外壳能承受电气设备正常运行时的内部最大正压力值的 1.5 倍的压力，但最小不低于 200Pa；⑥外壳最高表面温度不应超过 150℃；⑦正压通风外壳及其管道的内部形状能保证气流畅通，不应有可使易爆气体滞留的死角，并有一个或几个与进出风道相连的进、排气口；⑧充气型的外壳要有一个或几个进气口和一个或多个能在换气后妥善密封的排气口；⑨外壳在承受规定能量的冲击试验时应不破坏；⑩快开式门或盖设有联锁装置，保证当电源断开之前，门或盖不能打开，门或盖打开后，电源不能接通；⑪采用快开门式外壳的电

气设备内装电热器或电容器时，应采取断电源后延时开门或盖的措施。

安全措施 ①时间继电器、流量监测器等装置。用来保证保护气体的清洗风量至少为外壳及其连接管道总净容积的5倍，使保护外壳内易爆混合物浓度降至低于其爆炸下限之前不能接通电源；②保证在起动或运行中外壳内相对于外界大气压力的正压力值低于50Pa时能自动切断电源的装置。

参考书目

GB3836.5—87，《爆炸环境用防爆电气设备——正压型电气设备"p"》，中国标准出版社，1988。

（冯继武）

zhiye liuxingbingxue

职业流行病学 (occupational epidemiology)

运用调查、统计和实验等方法，研究各类职业人群健康状况与疾病的分布（研究某些衡量生命指标的改变或疾病在人群中不同层次发生的频率、发生的强度以及影响发生的因素），以及影响其分布的因素，为制订卫生保健措施和防止职业病与同职业有关的疾病的发生提供科学依据的一门学科。其工作对象是各类职业人群，有不同的研究类型。职业流行病学是流行病学中的一个新兴分支。煤矿中存在的尘肺、噪声病、振动病、职业中毒等许多职业病的流行规律目前尚未完全搞清楚；今后在有计划逐步研究各种职业危害流行规律的基础上，促使职业流行病学研究方法规范化、系统化，减少职业病的发生和推迟职业病发生年限，延长职业病人寿命将成为职业流行病学的重要工作内容。

简史 流行病学是人类与传染病作斗争中发展起来的。1921年英国最早实行了职业死亡率登记。20世纪50年代，少数学者应用流行病学方法，对职业病和慢性病进行了研究；70年代中期逐步形成职业流行病学，并在美国的大学里最早设置教授课程；近年，职业流行病学在确定职业危害和病因方面起到了巨大作用。1979年以来，中国应用职业流行病学技术开展了全国性铅、苯、汞、有机磷和三硝基甲苯危害的普查，噪声病和尘肺的调查，为管理和制订防治对策提供了依据。1990年中国成立了中华劳动卫生与职业病学会职业流行病学小组。煤矿企业的预防医学人员应用职业流行病学方法开展了防治职业病及多发病的研究。

职业流行病学的作用 在职业危害研究中，有探索病因、认识和鉴定致病因子、评价厂矿职业卫生状况、评价预防效果、确定期望率和正常值、确定和修订卫生标准的作用。

探索病因 一种疾病在人群中发生和流行，离不开致病因子（病原）与发病因素（流行因素）（必备的条件）这2个条件，就目前的医学水平，单纯依靠实验医学和临床医学很难阐明许多疾病的病因问题，而流行病学已成为解决病因问题不可缺少的研究环节。煤肺的病原是煤尘，这已是公认的事实，但病因中存在的煤的变质期、煤的岩相特征、煤的硬度、煤的化学成分、煤灰分及化学成分、煤尘的形状、煤中金属元素、煤尘浓度、煤尘分散度、煤尘中二氧化硅浓度含量、矿工的易感性、合并症的关系等许多问题在煤肺发病和流行中的致病效应还不够清楚，许多问题需要通过流行病学调查来证实。

认识和鉴定致病因子 某些职业性因子的危害，只有通过流行病学才能得以认识，因为一种职业危害造成的临床疾病，需要有一定的条件和时间，特别是潜伏期较长的煤矿尘肺、噪声病、振动病等疾病，必须收集相当数量和时间累积的资料后才能作出判断；而粉尘作业工人的肺功能损害、免疫改变和血液生化改变等亚临床反应也只有通过职业流行病学方法才能被认识。

评价厂矿职业卫生状况 厂矿职业卫生状况的良劣，可用人群的健康状况来判断，以群体健康效应的发病率和死亡率升降变化来发现职业危害和评价卫生水平，为制订预防措施指明方向。

评价预防效果 某种预防措施的防病效果好坏，常用流行病学方法来验证。中国于1963年在全国煤矿推行湿式作业和综合防尘措施，此后入矿的矿工的尘肺患病率大幅度降低；通过职业流行病学调查，即可评价湿式作业和综合防尘的效果。

确定期望率和正常值 在死亡率研究中，期望死亡数或期望死亡率可从全国或某区域死亡资料推知；但对特殊职业人群与一般人群比较，会有偏倚，因此，要特殊选择对照组，并计算出死亡率或发病率期望值，这就必须应用流行病学方法。对职业人群的某些生理正常值，也只能通过流行病学方法才能测得。

职业流行病学的研究类型 通常分为情报类型（描述流行病学）和分析类型（分析流行病学）2种。在描述中常采用的定义指标是疾病的绝对数和相对数、率和比。分析中采用的定义指标是危险度（Risk，简称R），包括相对危险度（Relative Risk，简称RR）和归因危险度（Attributable Risk，简称AR）、标准化死亡比（Standard Mortality Ratio，简称SMR）、标准化发病比（Standard Incidence Ratio，简称SIR）、比例死亡比（Proportional Mortality Ratio，简称PMR）。

在现场研究职业危害时，又可分为非实验性和实验性2种类型。

非实验性职业流行病学　包括描述流行病学和分析流行病学2种。

描述流行病学　包括病例系列研究和横断调查。病例系列研究是通过分析临床病例的患病群组，并推测危险因素的分布情况，目的是收集与患病群组有关的职业危险因素分布或评价随访期疾病的预后；横断调查是通过对厂矿工人进行体检，了解作业工人的患病率，同时测定作业场所危险因素水平，以了解和评价接触与疾病之间的联系和强度。

分析流行病学　包括病例对照研究和队列研究。病例对照研究是选择患某病的人作为病例组，另选不患该病的人作为对照组，追查2组人群接触于可疑危险因素的因果关系。采用的方法是向后看的回顾性调查研究（时间顺序上先根据疾病的结果再找病因的方法。）队列研究是把接触某种可疑危险因素的人群作为一组（接触组），把不接触可疑危险因素的人群作为另一组（非接触组），然后严密观察2组人群的健康动向及测定职业接触情况，经过一定时间后，总结这2组的研究定义指标（如发病率或患病率），如有明显差别，则可认为可疑危险因素与疾病有关。采用的方法是向前看的前瞻性调查研究（纯前瞻性调查）；如果队列2组过去某一定期间有完整的记录，前瞻可以从某一过去时间开始，这种方法被称为回顾性前瞻或历史性前瞻调查。

实验性流行病学　分为现场试验和临床试验2类。是在研究人员的控制下对研究的人群按接触组和非接触组的进行分配，之后采用预防措施，观察研究消除或减弱致病因素后的定义指标（如发病率或患病率）的变化。这种方法也被称作干预研究。

参考书目

桂宝康主编，《职业卫生与安全百科全书》，中国大百科全书出版社，1987。

国际劳工局编，《劳动保护百科全书》，科学技术文献出版社，1986。

（杨德昌）

zhiyexing duofabing

职业性多发病　(occupational frequently encountered diseases)　长期接触某些不能引起职业病的生产中产生的微量的有害因素，因人体对非生产性因素的抵抗力降低而出现的某些发病率较高的常见病。也叫工作有关疾病。其要比职业病（由于生产中包括物理性、化学性及生物性的有害因素的直接作用而引起的疾病）范围更为广泛、患病率更高、危害人数更多。

煤矿常见的职业性多发病有工业外伤、尘源性支气管炎、风湿性疾病、皮肤病、腰腿痛及急慢性胃肠道疾病等。

职业性多发病应具备5个特点：①工作环境和操作的作用与发病关系相当明显，但在不同疾病的发病中作用程度不同；②一些可能在工作环境中遇到的危险因素，可以是它的病因，或者二者仅仅有联系；③个体特征、环境、社会、文化等因素通常对这类疾病起着危险因素的作用；④除工人外，普通人群也有发生；⑤预防这类疾病必须多学科合作。

腰腿痛　是煤矿工人常见的职业性多发病。腰部骨与软组织损伤、病理性损害、结构异常、全身代谢和内分泌紊乱、姿势不良、身体虚弱肌肉无力以及风寒湿入侵等，都可引起腰腿痛。腰腿痛患者中有70%属于腰部扭伤和劳损，是腰部软组织，包括肌肉、筋膜、韧带和小关节等的损伤。

在煤矿井下，凿岩、撞煤、移柱、装岩等工序都是重体力劳动，加之工作面狭窄，工人操作常取强迫性体位，当脊柱超越一时所能承担的暴力时就会引起腰部组织的损害，造成腰腿痛。工作中常遇到的情况有：①二人抬重，动作不协调，一人上肩快或下肩早，另一人思想无准备，瞬时处于不利的姿势下或产生重心的转移；②由于井下环境光线不足，负重途中失足，身体失去平衡，重心突然转移；③在工作中将过重的物体猛然提起；④劳动中所搬的东西体积过大，重心距躯干中轴过远，因杠杆作用增加了肌肉所承担的力。

临床表现　当扭伤较重时，患者当时可以感到一种响声，并似有腰断的感觉，随即发生腰部剧痛，牵涉到臀部以下，身体用不上力；次日疼痛加重，肌肉痉挛，腰部发板，行动和翻身都有困难，甚至不能起床。有的患者在闪腰当时腰部疼痛并不剧烈，还能继续工作，一两日后才出现腰部剧痛。多数患者是由于长期重体力劳动所致的慢性劳损，一旦过劳时便产生腰腿痛，无明显疼痛部位。约20%～60%的腰部扭伤患者，同时有牵涉性下肢痛，牵涉部位多为臀部、大腿后部和大腿根部。检查身体时可发现压痛点，扭伤早期有明显的局限性压痛点；约半数以上的急性腰扭伤患者，有不同程度的腰椎曲线改变，有的前凸减小，或是向左或右侧弯。

预防　在体力劳动开始之前，应做些准备活动，使处于松弛状态的肌肉兴奋起来，同时精神要集中，注意劳动姿势，弯腰劳动时，要尽力用屈髋、屈膝代替猛然弯腰。站立时要尽力用伸髋、伸膝代替猛然伸腰。搬运重物时要使物体靠近身躯，勿使相离过远，以消除因杠杆作用或因摇摆所增加的负担。多人负重时动作要协调，二人抬重时，扛杠要放在同侧肩上，上肩和下放都

要协调一致，不要一快一慢、一先一后。抬重物前进中既注意用力，也要注意地面有无障碍或坑洼。

治疗　可采用中西医结合通用的疗法，包括适当休息、理疗、痛点注射、针灸、按摩、使用中草药及镇药、电兴奋、体疗、推拿和牵引等。对具体患者要选择一项或数项，并根据疗效反应做适当的调整。

职业性皮肤病　接触包括物理性、化学性和生物性职业性因素引起的皮肤及皮肤附属器官，毛发、指(趾)甲的急慢性疾病。是一种发病率很高的职业性多发病。中国报告职业性皮肤病占职业病总人数的60%左右。据统计，中国煤矿工人皮肤病患病率在10%以上，发病最多见的是痤疮，其次为癣、皮肤瘙痒症、荨麻疹、脂溢性皮炎、神经性皮炎等。

中国关于职业性皮肤病的记载甚早，汉朝的王充(公元27～100年)在其著作《论衡》中就记载了中国冶金工人的灼伤性职业性皮肤病。

发病机理　概括为原发刺激作用、过敏反应和敏感反应3种类型。原发刺激作用是在有害因素的浓度和数量一定的情况下接触一定时间(短的在接触后几分钟，长的甚至几周)后，任何人都可在接触部位引起的皮肤反应。过敏反应是有害的低分子化合物与皮肤作用形成全抗原，经皮肤郎罕氏细胞处理后致敏T淋巴细胞，当再去接触同样化合物时致敏的淋巴细胞和皮肤的抗原结合释放各种淋巴因子引起的过敏炎症反应。敏感反应是仅在少数人中发生的病理现象，即接触同样化合物质在光线照射下，多数人不引起皮肤反应，但少数人引起的反应，这与个人体质敏感有关。

临床表现　包括接触性皮炎和湿疹；痤疮、毛囊炎(煤矿工人中最常见，约占煤矿工人皮肤病的30%左右)；皮肤角化过度及皲裂；皮肤粘膜灼伤与溃疡；皮肤浸渍和糜烂；色素改变；皮肤赘生物；脱发、指甲改变、感染性皮肤病等其他症状。

诊断　由于职业性皮肤病中的大多数疾种亦可发生于非职业环境作用下，据统计，在劳动者中发现的皮肤病，至少有三分之一不是工作环境直接引起的。因此，职业性皮肤病的诊断不同于普通人群的皮肤病诊断，其应遵循的原则是：①发病前有明确的职业接触史；②皮损的发生、发展及消退与职业性接触密切相关；③现场调查提供诊断依据；④过敏性皮炎诊断困难时，可做皮肤斑贴试验、光斑试验；⑤真菌检查和皮肤活组织检查对确诊有一定参考价值。

预防　关键是隔绝有害的职业接触。用基本无害的物质代替高害的物质可有效的避免或减少职业性皮肤病的发生。改革工艺过程、改善生产环境、加强个体防护、暴露部位涂擦防护剂、注意个人卫生也是预防的有效措施。

参考书目

吴执中主编，《职业病》，人民卫生出版社，1984。

刘世杰主编，《中国医学百科全书》，上海科学技术出版社，1988。

葛宝丰编，《腰腿痛》，甘肃人民出版社，1983。

国际劳工局编，《劳动保护百科全书》，科学技术文献出版社，1986。

王侠生主编，《职业性环境性皮肤病》，上海科技文献出版社，1989。

(王文举　杨德昌)

zhiye zhongdu

职业中毒　(occupational poisoning)　由于接触生产性毒物(生产过程中所接触的，进入人体后与机体组织能发生化学或物理化学作用、破坏正常生理机能、可引起机体暂时的或永久的病理改变的物质)而引起的中毒性疾病。毒理学实验的染毒模型和医学临床上将中毒表现分为急性中毒(几秒乃至数小时的短时间内，经皮肤、呼吸道或消化道侵入较大剂量毒物而引起的中毒)、慢性中毒(数月或数年的长时间内，经皮肤、呼吸道或消化道侵入较小剂量毒物而引起的中毒)和亚急性中毒(介于急性和慢性中毒之间的中间类型)3种类型。

由于煤炭生产过程中不仅要使用大量的炸药、蓄电池、各种有机溶剂等多种化学制品，同时还会产生一氧化碳、氮氧化物等多种有毒物质，因而职业中毒也是煤炭行业较为常见的一种职业危害。煤炭行业常发生的中毒现象有苯中毒、三硝基甲苯中毒、铅中毒、汞中毒、一氧化碳中毒、氮氧化合物中毒等。

不同毒物其所引起的中毒症状是不一样的，同时其诊断的原则和依据也各不相同。只要严格执行各项法规和标准，加强管理，职业中毒是可以预防的。

职业中毒的临床表现　职业中毒在神经系统、呼吸系统、心血管系统、消化系统、造血系统等的临床表现各不相同。

神经系统　有中毒性类神经症、中毒性周围神经病和中毒性脑病。

中毒性类神经症　对于绝大多数生产性毒物，在急性中毒的恢复期，尤其是慢性中毒中，经常会导致人体大脑皮层功能或植物神经功能的暂时性失调，其临床表现常有神经衰弱症候群、植物神经功能失调、癔病样表现3类。

中毒性周围神经病　在生产性毒物作用下，周围神经系统发生结构变化与功能障碍而引起的一种疾

病。根据损害的分布不同，可分为多发性神经炎型、单神经炎型及颅神经型；根据感觉或运动功能的选择性损害不同，可分为感觉型、运动型及感觉运动型。

中毒性脑病　许多生产性毒物由于能直接影响中枢神经系统组织的细胞代谢或者造成脑组织的缺氧，在人体出现严重的急、慢性中毒现象时的临床表现常表现为脑部严重器质性和机能性改变。

呼吸系统　一些刺激性及窒息性气体，在进入呼吸道后，能引起急性鼻炎、咽喉炎、气管炎、支气管炎及急性肺水肿；长期接触低浓度的刺激性气体还可引起慢性气管炎，并常伴有肺间质纤维化、肺气肿，晚期可出现肺动脉高压及肺心病。

心血管系统　砷、锑、钡、有机汞等物质对心肌有直接损害作用；而一氧化碳、砷化氢等物质会影响血液的携氧能力、造成组织缺氧或引起溶血，可间接损害心肌，亦累及血管；因而在心血管系统的临床表现为轻度心肌损害和重度心肌损害。

轻度心肌损害　主要表现有心悸、脉快、心前区不适、全身无力等。

重度心肌损害　主要表现有心悸、气短、脉快、心律不齐、多发性期外收缩，可导致心室纤颤，急骤死亡。

消化系统　消化道是毒物吸收与排泄的部位，可直接或间接引起器质性或功能性障碍。表现为口腔炎、急性肠胃炎和中毒性肝炎。

口腔炎　表现为齿龈肿胀、疼痛，口腔粘膜糜烂，齿龈出血，牙齿松动等。

急性胃肠炎　经消化道侵入有刺激性和腐蚀性毒物后，可出现恶心、呕吐、腹痛、腹泻等症状。

中毒性肝炎　肝脏是重要的代谢和解毒器官，大量毒物进入体内后，会损害肝细胞，引起急性中毒性肝炎和慢性中毒性肝炎；长期接触某些亲肝性毒物，还可导致肝硬变和肝癌。

造血系统　生产性毒物可多方面影响造血系统，表现为高铁血红蛋白血症、溶血性贫血、造血功能障碍和白血症。

高铁血红蛋白血症　煤矿生产中接触的三硝基甲苯和炮烟中所生成的氮氧化物进入人体血液后，可使血红蛋白结构发生改变，产生高铁血红蛋白，使血液失去携带氧的能力。其临床表现与血中高铁血红蛋白的含量平行，当高铁血红蛋白的含量达15%时，出现紫绀；达30%～45%时，缺氧症状加重；达60%～70%时，出现呕吐、嗜睡、昏迷现象以至死亡。

溶血性贫血　铅、苯胺、硝基苯作用于红细胞都可产生溶血；砷化氢与血红蛋白作用会形成血红蛋白过氧化物，使还原型谷胱甘肽氧化成氧化型谷胱甘肽，导致红细胞膜不能保持完整性，从而出现溶血性贫血症状。

造血功能障碍　苯、三硝基甲苯、砷、汞等可以抑制骨髓造血功能，引起全血细胞减少。

白血病　生产环境中存在的苯可引起再生障碍性贫血，而发展成为白血病。

中毒性肾病　生产性毒物可引起肾功能和肾结构的改变。主要有急性肾功能衰竭和慢性肾脏损害。

急性肾功能衰竭　表现为：急性或亚急性中毒时尿量少于400mL/24h而不见尿路阻塞，尿常规检查有蛋白、红细胞、白细胞及管型，2～3d后，出现少尿至无尿。

慢性肾脏损害　毒物导致肾小管受损而出现的重吸收功能障碍，表现为肾小管性蛋白尿、葡萄糖尿以及尿浓缩功能衰竭等综合症。

职业中毒诊断原则　除对患者进行全面的临床检查与观察外，必须详细询问职业史，必要时要进行生产现场的调查。

职业史　包括所从事的工种、工龄、接触毒物的品种、接触的方式或操作特点、每日或每月接触时间、环境条件及防护措施等。对急性中毒患者应注意有无生产事故发生、违反操作规程或防护设备失效等情况。

生产现场调查　了解生产原料、成品、半成品、生产方式、工艺流程、防护措施和设备、历年来有害物质测定资料、工人健康状况、既往有无中毒发生等。对急性中毒，生产现场尚无多大变动时，可以选点进行有害物质的浓度测定。

病史采集　注意了解在接触生产性毒物后引起的症状、进展及目前表现，从中分析及判断与接触毒物的关系；就业前后的健康状况，含既往史、家族史、个人嗜好等。

体格检查　除一般常规检查外，还应重点进行铅、汞引起的齿龈铅线、汞线，三硝基甲苯引起的眼晶体、肝脏的损伤等特殊体征的检查。

实验室的检查　除一般常规及必要的生化检查外，特殊检查尚有：机体生物材料或排出物内毒物含量的测定；毒物在机体内的代谢产物或结合产物含量的测定；中毒后机体生物化学或细胞形态学改变情况的检查；X射线、CT等其他检查。

机体生物材料或排出物内毒物含量测定　包括血液、头发、指甲、尿、便中毒物的含量的检查，一般适用于金属、在体内分解较慢的有机物质。

毒物在机体内的代谢产物或结合产物含量的测定　这种检查可以推测机体吸收毒物的量（如通过测定尿中酚、马尿酸、甲基马尿酸的含量可测出人体吸收的

苯、甲苯、二甲苯的量)。

其他检查 包括X射线,CT,核磁扫描,心、脑、肌电图,B超、脑、肝、肺血流图,肌肉神经传导速度及一些同位素检查等,其对肯定诊断有一定价值。

职业中毒的治疗 包括急性中毒的抢救和慢性中毒治疗。

急性中毒的抢救 原则上要尽量就近进行抢救,避免远途输送发生意外;措施包括立即阻止毒物继续进入体内、尽快排出毒物或消除进入体内的毒物的作用、解除毒物在体内已引起的某些症状。

立即阻止毒物继续进入体内 使患者迅速脱离中毒现场,气体中毒时需移至空气新鲜流通处;为防止毒物灼伤皮肤或经皮肤吸收,应立即脱去被污染的衣物,并用清水或含有相应拮抗剂的溶液冲洗皮肤等。

尽快排出毒物或消除进入体内的毒物的作用 口服中毒时应立即引吐、洗胃及导泻,使胃肠毒物尽快排出体外。口服强酸与强碱中毒一般不宜洗胃,亦不能用强碱与强酸对应中和,可以用蛋清、牛奶等与酸碱物结合;中和强酸可用氧化镁乳剂或石灰水,中和强碱可用醋或5%的醋酸、柠檬汁、桔汁等。

砷、汞的急性中毒可用二巯基丙醇、二巯基丙磺酸钠、二巯基丁二酸钠作为解毒剂和驱毒剂;形成高铁血红蛋白的毒物可用美兰或维生素丙解毒。

解除毒物在体内已引起的某些症状 即对症治疗,加强护理,减少痛苦,促进机体的恢复。

慢性中毒的治疗 包括脱离与毒物的接触、解毒与排毒,以及对症治疗。

脱离与毒物的接触 根据患者情况暂时或永久性调离岗位,并给以适当休息,同时应加强营养。

解毒和排毒 可通过服用特效解毒剂及采用透析、给氧等方法进行。特效解毒剂实际上就是一种金属络合剂,且多数为有机化合物,其可与侵入体内的有毒金属络合成为可溶性或惰性的络合物,排出体外或失去毒理活性;按其化学结构划分有多种类型:①硫醇类,又称巯基络合物,常用的有二巯基丙醇、二巯基丙磺酸钠、二巯基丁二酸钠、青霉胺、β—巯乙胺、巯丙甘等。②多胺多羧类,其分子都含有数目不同的络合金属的功能团二醋酸氨基 $\left\{-N\begin{matrix}CH_2COOH\\CH_2COOH\end{matrix}\right\}$,常用的有依地酸二钠钙、二乙烯三胺五乙酸三钠钙、羟乙基乙烯二胺三醋酸等。③其他络合剂,常用的有二乙基二硫代氨基甲酸钠、金精三羧酸、去铁敏、DL—二氢化硫辛酸等。透析疗法用于中毒程度较重、且毒物能被透析出体外或已发生急性肾功能衰竭的中毒者。给氧与高压氧舱治疗主要用于急性一氧化碳中毒、硫化氢中毒以及一些慢性中毒患者,其可改善组织缺氧状况,有利于毒物的解离与排出。

对症治疗 包括用内科常规的治疗方法解除毒物在体内已引起的某些症状;对中毒引起的中毒性神经症、中毒性周围神经病、中毒性脑病、中毒性心肌损害与循环衰竭、中毒性肺水肿、中毒性肝炎、造血系统的损害、中毒性肾病等重要症候群或损害采取相应的积极的治疗措施。

职业中毒的预防 包括执行管理法规和卫生标准;对新建、扩建、改建的企业设计进行卫生审查;向机械化、自动化与现代化管理发展;用无毒或低毒的物质代替有毒或高毒的物质;对散发毒物的设备和车间进行局部通风、密闭与整体的全面自然通风及机械通风;定期进行生产设备的维修,防止容器与管道的跑、冒、滴、漏;加强个人防护(合理使用过滤式防毒口罩、防毒面具以及各种呼吸器,工作中穿防护服、戴防护手套等);加强卫生监测与体格检查等。

参考书目

吴执中主编,《职业病》,人民卫生出版社,1984。

山西医学院主编,《劳动卫生与职业病学》,人民卫生出版社,1981。

(向卓辉)

zhileng kongtiao gongshui xitong

制冷空调供水系统 (water supplying system of mine refrigeration and air conditioning)

由于制冷设备排热和向井下高温作业地点供冷的需要,由水泵、管道、流量调节装置以及换热器等组成的水力系统。由冷水供给系统和冷却水系统2部分组成。由于制冷站的位置和供冷、排热的方式不同,制冷空调供水系统分为制冷站设在地面的供水系统、制冷站设在井下的供水系统、地面和井下同时设制冷站的联合供水系统3类。在确定供水系统时,需确定冷水供给方式,并进行供水管道直径及其阻力计算、热交换设备的流体阻力计算,以及进行供水动力选择。

制冷站设在地面的供水系统 冷水供给系统由制冷机的蒸发器、水泵、管道和井下高低压换热站的高压侧组成的一次供水系统和由高低压换热站的低压侧、水泵、管道和空冷器等组成的二次供水系统2部分组成。冷却水系统由制冷机的冷凝器、水泵、管道和冷却塔组成。

制冷站设在井下的供水系统 按排热方式的不同,冷却水系统有2种情况:一种是在井下排热,其系统由冷凝器、水泵、管道和水冷却装置组成;另一种是

在地面排热，其系统由高压换热器（在井下）、冷凝器、地面冷却塔及其连接管道组成。冷水供给系统由蒸发器、水泵、空冷器及其连接管道组成。

地面和井下同时设制冷站的联合供水系统 冷水供给系统由地面制冷机的蒸发器、水泵、管道、井下高低压换热站的高压侧和井下制冷机的高压冷凝器组成的一次系统和由高低压换热站的低压侧、井下制冷机的蒸发器、水泵、空冷器及其连接管道构成的二次系统组成。井下制冷机的冷凝热由一次冷水带走，地面制冷机的冷凝热由冷却塔排除，分别构成2个冷却水系统。

井下冷水供给方式 井下冷水供给方式取决于制冷站（或高低压换热站）、水泵站和水池的位置，有3种：①制冷站、水泵站和水池均设在主生产水平，向主水平和下水平供冷水；②制冷站和水泵站设在上水平，水池设在最高水平，向主水平和上、下水平供冷水；③制冷站设在最高水平、水泵站和水池设在主水平，向主水平和下水平供冷水。

矿井制冷空调供水系统的水力计算 水力计算的任务是选择合适的管径、稳定的系统以及供水动力设备。

供水管道直径计算 供水管道直径大、造价高、运行费用低；管径小，造价低、运行费用高。最佳管径的计算式为：

$$D_j=1.1284\sqrt{V/v_j}$$

式中 D_j 为最佳供水管径，m；V 为管道内水的流量，m^3/s；v_j 为经济流速，在矿井供水条件下多选用1.5～2.5m/s。

在具体选用管径时还必须考虑供水网络的水力平衡和流量分配及调控。

热交换设备的流体阻力计算 矿井制冷空调供水系统的热交换设备有冷凝器、蒸发器、高低压换热器、空冷器以及水冷器等，其阻力计算式为：

$$\Delta P_m=\Sigma\xi\frac{\rho_w v_w}{2}m$$

式中 ΔP_m 为热交换设备的流体阻力，Pa；$\Sigma\xi$ 为阻力系数；ρ_w 为流体密度，kg/m^3；v_w 为流速，m/s；m 为热交换器中串联部件的数量。

管道的流体阻力计算 在制冷空调供水系统中，局部阻力约占总阻力的1%～7%，设计时取为直管段阻力的10%。管段的总阻力为：

$$\Delta P_T=\begin{cases}\left[\dfrac{0.0162\rho_w}{D_R^{5.3}}\left(1+\dfrac{0.68D_R^2}{v_w}\right)\right]Lv_w^2, & (v_w<1.2\text{m/s})\\ \dfrac{0.0186Lv_w^2\rho_w}{D_R^{5.3}}, & (v_w\geqslant 1.2\text{m/s})\end{cases}$$

式中 ΔP_T 为管段总阻力损失，Pa；L 为管段长度，m；D_R 为管道内直径，m，ρ_w 为流体密度，kg/m^3；v_w 为流速，m/s。

供水动力选择计算 在供水系统流量分配确定之后，选择供水动力的关键是计算水泵的扬程。图1所示的冷水供给系统的水泵扬程按下式计算：

$$H=2\Sigma\Delta P_T+h_T+h_e+h_5+h_7$$

式中 H 为水泵扬程，Pa；$\Sigma\Delta P_T$ 为单程管线的总阻力，Pa，h_T 为高低压换热器阻力，Pa；h_e 为蒸发器阻力，Pa；h_5 为调节阀控制阻力，Pa；h_7 为水泵吸水管阻力，Pa。

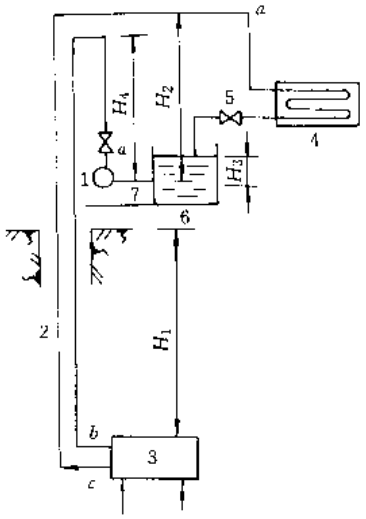


图1 矿井制冷空调供水系统图

1—水泵；2—隔热管道；3—高低压换热器；4—蒸发器；5—调压阀；6—水池；7—水泵吸水管

按水泵扬程 H 的计算式计算的结果还不能保证系统的稳定工作。当水泵入口水平同蒸发器进口之高差 H_2 和水泵入口同水池液面之差 H_3 相差较大（一般为2～3m）时，系统的水力工况可能不稳定，会产生喘振现象。为了避免这种现象的发生，安装阀门5，并保证：

$$h_T\leqslant H_3$$

在正常条件下水中溶有 $0.0238kg/m^3$ 的空气，当管内压力降到低于大气压力时，空气便从水中分离出来。因此，供水系统稳定工作的必要条件是，避免管内出现负的工作压力，即保证：

$$0\leqslant H_{ij}\leqslant H_p$$

式中 H_{ij} 为处于 j 周期的管道第 i 个断面上的工作压力，Pa；H_p 为管网额定工作压力，Pa。

水泵配用的电机功率为：

$$N=K\frac{V_w H}{10^3\eta}$$

式中 N 为水泵配用电机的功率，kW；K 为功率备用系数；V_w 为流量，m^3/s；H 为水泵的扬程，Pa；η 为总效率，$\eta=0.65\sim0.87$。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社，1991。

艾文良主编，《暖通与空调常用数据手册》，吉林科学技术出版社，1994。

（杨德源）

zhileng shebei xuanze

制冷设备选择 （refrigerating equipment choice） 依据制冷站负荷及其使用的环境条件选取制冷机组及其配套设备的工作。地面制冷站的制冷设备可选用一般型；井下制冷站的制冷设备必须按有关规定选取，并满足：①制冷机及其配套设备的电动机、配供电及电控装置符合煤矿防爆要求；②结构紧凑、最大部件的运输尺寸符合井下搬运和安装的空间要求；③采用的制冷剂和载冷剂化学性质稳定、无毒、无爆炸危险、不可燃；④设备的水压要大于 3MPa 或符合有关要求。

制冷机工况的确定 制冷机在实际工作条件下的工作状况与制冷机的制冷量和功耗有关。它取决于制冷剂的蒸发温度 t_0 和冷凝温度 t_K。

制冷剂蒸发温度 t_0 的确定 t_0 和蒸发器的出水温度有关，一般比出水温度低 3～5℃。为了提高制冷空调系统的经济效益，要求出水温度尽量低：制冷站设在井下时，要求出水温度在 3～5℃；制冷站设在地面时，出水温度控制在 0～3℃。制冷剂蒸发温度计算公式为：

$$t_0=t_{p_2}-\ (3\sim5)$$

式中 t_0 为制冷剂的蒸发温度，℃；t_{p2} 为蒸发器的出水温度，℃。当有 n 台制冷机串联工作时，各台的蒸发器的出水温度为：

第 $n-1$ 台的出水温度 $t_{n-1}=\dfrac{Q_{0n}}{q_{0n}}+t_n$

第 $n-2$ 台的出水温度 $t_{n-2}=\dfrac{Q_{0n-1}}{q_{0n-1}}+t_{n-1}$

其他各台制冷机的出水温度的计算以此类推。t_n、t_{n-1}、t_{n-2} 为第 n 台、第 $n-1$ 台、第 $n-2$ 台制冷机的蒸发器的出水温度，℃、℃、℃；Q_{0n}、Q_{0n-1} 为第 n 台、第 $n-1$ 台制冷机的制冷量，kW、kW；q_{0n}、q_{0n-1} 为第 n 台、第 $n-1$ 台制冷机的蒸发器的热当量，kW/℃、kW/℃。

制冷剂冷凝温度 t_K 的确定 制冷站设在地面时，$t_K=35\sim40$℃；设在井下时为 $t_K=40\sim55$℃（甚至更高一些）。t_K 取决于冷却水温度，其关系为：

$$t_K=t_{wm}+\ (5\sim7)$$

式中 t_{wm} 为冷却水的平均温度，℃。

在多台制冷机联合工作时，冷凝器大都并联工作，因此各台 t_K 相同。

制冷量 制冷剂在蒸发器中从被冷却物质（水或空气）中吸取的热量。制冷站各制冷机的总制冷量为：

$$Q_0=\sum_1^n Q_{0i}=K_0Q_x$$

式中 Q_0 为制冷站的制冷量，kW；n 为制冷站中的制冷机台数；Q_{0i} 为第 i 台制冷机的制冷量，kW；K_0 为制冷量备用系数，$K_0=1.10\sim1.15$；Q_x 为制冷站负荷，kW。

制冷机型号和台数的确定 根据制冷站负荷、矿井需冷量、制冷机的实际工况及其使用环境来确定。

制冷站为单台制冷机工作时，根据实际工况和制冷机特性曲线选取。

在制冷站负荷很大，需要多台制冷机联合工作时，制冷机的台数按其联合工作的方式来确定，蒸发器并联工作时，其台数为：

$$n=\sum_1^n Q_{0i}/Q_0$$

式中 n 为蒸发器并联工作时制冷机的台数，台；Q_0 为制冷机工况制冷量，kW；Q_{0i} 为第 i 台制冷机的制冷量，kW。

串联工作时，制冷机的台数根据制冷站的制冷总量和制冷机的特性曲线予以确定。

为便于冷量分配和管理，大型制冷站中制冷机同时工作的台数，一般为 2～3 台，个别情况为 4 台。大中型制冷机（制冷量大于 600kW）多采用螺杆式或离心式，中小型多采用活塞式。

制冷机配用电动机的选择 电动机的轴功率按下式计算：

$$N_z=\frac{GA_L}{\eta_z\eta_c\eta_i}$$

式中 N_z 为电动机的轴功率，kW；G 为制冷剂循环量，kg/s；A_L 为单位理论功，kJ/kg；η_z 为指示效率，由相应的图表查取；η_c 为传动效率；直接传动时，$\eta_c=1$，皮带传动时，$\eta_c=0.97\sim0.98$；η_i 为压缩机效率，$\eta_i=0.8\sim0.9$。

制冷机配用电动机的功率为：

$$N=\ (1.10\sim1.15)\ N_z$$

式中 N、N_z 为电动机的功率和电动机轴功率，kW、

kW。

根据计算值 N 选用相应的电动机。制冷站设在地面时，选用一般型电动机；设在井下时，选用防爆型电动机。

参考书目

制冷工程设计手册编写组编，《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1978。

Пейтлин，《Проектирование и эксплуатация шахтных систем кондицианирования воздуха》.

（杨德源）

zhileng xishu

制冷系数 (cooling/power ratio) 制冷循环中，所制得的冷量（从冷源吸取的热量）与压缩机所消耗的功的比值。表示消耗一个单位的功所能制得的冷量，是制冷装置循环的一个重要技术经济指标，通常都大于 2。在给定的条件下，制冷系数越大，制冷循环的经济性越好。制冷系数随工作温度而变：①冷凝温度越高、蒸发温度越低，循环的制冷系数越小；②冷凝温度越低；蒸发温度越高，循环的制冷系数越大。

在矿井空调制冷系统中，也有将全装置所制得的冷量与全系统所消耗的功率之比作为制冷系数进行技术经济比较的，此时消耗的功率包括冷水、冷却水循环的动力，但一般不包括空气冷却器所需的动力。

参考书目

尉迟斌、顾安忠等编，《船舶制冷装置》，国防工业出版社，1980。

（常业均）

zhilengzhan

制冷站 (refrigeration station) 设置制冷机及其辅助设备的构筑物。有地面制冷站和井下制冷站 2 类。由制冷机房、配电所、操作间和水泵站组成。

地面制冷站 对地面制冷站的技术要求是：①制冷站距进风井口大于 100m，且应在常年主风向的下风侧；②机房内有良好的气候条件，冬季室温不低于 10℃，夏季不高于 35℃；③制冷压缩机外罩有隔音套，噪音要控制在 80dB 以下；④采用氨制冷机时，机房内安装有自动安全装置，在氨蒸气的含量超过安全标准时，安全装置能自动发出信号，达到危险浓度时，能自动切断电源；⑤制冷机房用二级耐火材料或不可燃材料建筑；⑥机房设有不相邻出入口 2 个，其中 1 个出入口的尺寸适合设备搬运和安装要求；⑦站房门窗必须向外开，机房内有良好的天然采光，窗口的投光面积和地板面积的比例为 1∶6；⑧制冷站的层高满足设备的安装和维修要求，氨制冷机房层高不低于 4m，氟里昂制冷机房不低于 3.2m。

井下制冷站（制冷硐室） 对井下制冷站的技术要求是：①开凿在坚硬的岩体中，采用料石砌碹或工字钢混凝土支护。硐室内的空间尺寸符合设备、材料的搬运、安装、维修和操作要求；②硐室建立有独立的通风系统。硐室的回风口同矿井总回道或采区回风道相通，进风口同上要通风道相通。硐室供风每小时交换次数不小于 5 次；③硐室设置有防爆门和栅栏门；④硐室进口处装有瓦斯报警装置，并保持良好的工作状态；⑤制冷剂不泄漏。空气中的制冷剂的极限含量 R_{12} 为 0.5kg/m³、R_{22} 为 0.35kg/m³；⑥制冷站设置在有利于供冷和排热，且使供冷和排热的能耗最低及安全可靠的地方；⑦硐室底板从回风侧向进风侧有 1‰的坡度，同时沿两帮修筑有排水沟；⑧硐室进风口装有除湿装置。

参考书目

制冷工程设计手册编写组编，《制冷工程设计手册》，中国建筑工业出版社，1978。

Пейтлин，《Проектирование и эксплуатация шахтных систем кондицианирования воздуха》.

（杨德源）

zhilengzhan fuhe

制冷站负荷 (heat load of refrigerating station) 制冷站需向矿井制冷空调系统供给的冷量。为风流通过管道和空冷器传递给载冷剂的热量和供冷水泵对载冷剂所加热量之总和。

风流通过空冷器传递给载冷剂的热量 当进入采掘工作面的风流通过空冷器时，便将热量传递给在空冷器中循环的载冷剂。风流传递给载冷剂的热量等于制冷站向采、掘工作面供给的冷量，也就是采、掘工作面所需要的冷量。

回采工作面需冷量 使出口风温降到规定的标准时，进入回采工作面的风流传递给载冷剂的热量。进入回采工作面风流的热力状态，是通过风流热状态预测（新矿井或新水平）或实测（生产矿井）来确定的。以回采工作面出口的风流参数（取有关的规定标准）为初始值，逆风流方向进行热力计算（即逆向热力计算），求出的回采工作面进口的风流参数为：

$$t'_1 = e^{\Gamma\Phi}t_2 - \left(\frac{e^{\Gamma\Phi}-1}{\Gamma}\right)\left(T+\frac{\Sigma Q_m}{M_B C_p}\right)$$

$$\Gamma = \frac{KUL}{M_B C_p} + E\Delta\varphi, (\Delta\varphi = \varphi_2 - \varphi'_1)$$

$$\Phi = \frac{\ln\left(1+\frac{E\Delta\varphi}{1+E\varphi'_1}\right)}{E\Delta\varphi}, (\Delta\varphi \neq 0)$$

$$\Phi=\frac{1}{1+\varphi_1},(\Delta\varphi=0)$$

$$T=\frac{KULt_{gu}}{M_BC_p}+\frac{G_KC_K\Delta t_K}{M_BC_p}-F\Delta\varphi$$

$$E=\frac{N_y}{B-P_m}$$

$$F=E\varepsilon'$$

$$\Delta t_K=0.0024L^{0.8}(t_K-t_{fm})$$

式中 t'_1 为回采工作面进口风温，℃；t_2 为回采工作面出口风温，℃；ΣQ_m 为回采工作面内各种局部热源放热量之和，kW；C_p 为空气的定压比热，kJ/(kg·℃)；K 为不稳定热交换系数，kW/(m²·℃)；U、L 为回采工作面的周长和长度，m、m；φ_1、φ_2 为回采工作面进、出口风流相对湿度，%、%；B 为回采工作面平均大气压力，Pa；G_K 为回采工作面出煤量，kg/s；t_K 为运输煤的平均温度，℃，$t_{gu}\leqslant 40$℃时，$t_K=t_{gu}-6$℃；t_{fm} 为沿运输长度空气的平均湿球温度，℃；t_{gu} 为围岩的初始温度，℃；N_y、ε' 和 P_m 为计算常数，由表 1 查取；M_B 为巷道中风量，kg/s。

表 1　N_y、ε' 和 P_m 值表

气温/℃	ε'	P_m		N_y
		井下	地面	
1～10	9.324	1016.12	734.16	95880
11～17	19.979	1459.01	1053.36	77805
17～23	−3.770	2108.05	1522.08	223307
23～29	−8.988	3028.41	2187.33	306100
29～35	−14.288	4281.27	3105.55	415160
35～45	−22.958	6497.05	4692.24	608076

空冷器一般安设在距回采工作面进口 50～100m 的地方。当巷道中的全部风流都通过空冷器时，其后面的风温等于空冷器出口风温；部分风流通过空冷器时，其后面风温等于空冷器的出口风温与未冷却风流温度的平均值（混合风温）。空冷器出口风温按下式计算：

$$t_x=\frac{1}{\frac{\Gamma}{e^{\Gamma\Phi}-1}-\frac{G_kC_k\Delta t_k}{M_BC_p}}\times\left[\left(\frac{\Gamma}{1-e^{-\Gamma\Phi}}+\frac{G_KC_K\Delta t_k}{M_BC_p}\right)t'_1-\frac{\Sigma Q_M}{M_BC_p}-T\right]$$

$$\Gamma=\frac{(K_sU+K_TU_T+K_xU_x+B_wK_B)L}{M_BC_p}+E\Delta\varphi$$

$$T=\frac{(K_sUt_{gu}+K_TU_Tt_T+K_xU_xt_{xw}+B_wK_Bt_w)L}{M_BC_p}-F\Delta\varphi$$

$$t_c=a_xt_x+(1-a_x)t_0$$

$$E=\frac{N_y}{B-P_m}$$

$$F=E\varepsilon'$$

$$\Phi=\frac{\ln\left(1+\frac{E\Delta\varphi}{1+E\varphi'_1}\right)}{E\Delta\varphi},(\Delta\varphi\neq 0)$$

$$\Phi=\frac{1}{1+\varphi_1},(\Delta\varphi=0)$$

$$\Delta t_k=0.0024L^{0.8}(t_k-t_{fm})$$

式中 t_x 为空冷器出口风温，℃；N_y、ε' 和 P_m 为计算常数，由表 1 查取；M_B 为巷道中风量，kg/s；C_p 为空气的定压比热，kJ/(kg·℃)；t_{gu} 为围岩初始温度，℃；K_s 为不稳定热交换系数，kW/(m²·℃)；L、U 为空冷器到回采工作面进口间的巷道长度和周长，m、m；K_x、K_T 为冷、热水管道传热系数，kW/(m²·℃)、kW/(m²·℃)；t_{xw}、t_T 为管内冷、热水温度，℃、℃；U_x、U_T 为冷、热水管道周长，m、m；K_B 为水沟盖板的传热系数，kW/(m²·℃)；B_w 为水沟宽度，m；t_w 为水沟中水温，℃；ΣQ_M 为巷道中各种局部热源放热量之和，kW；t_c 为空冷器后混合风温，℃；a_x 为冷风掺入系数，其值等于通过空冷器风量和巷道中风量之比；t_0 为巷道中未冷却风流温度，℃。

当空冷器冷却巷道中全部风量时，$t_x=t_c$。回采工作面所需要的冷量应等于空冷器的产冷量，空冷器的产冷量按下式计算：

$$Q_{Boh}=a_xM_B(i_0-i_x)$$

$$i_0=C_pt_0+(2501+1.84t_0)X_0$$

$$i_x=C_pt_x+(2501+1.84t_x)X_x$$

式中 Q_{Boh} 为空冷器产冷量，kW；X_0 为巷道中未冷却风流含湿量，kg/kg；X_x 为空冷器出口冷风的含湿量，kg/kg；i_0 为巷道中未冷却风流的焓，kJ/kg；i_x 为空冷器出口冷风的焓，kJ/kg；C_p 为空气的定压比热，kJ/(kg·℃)；a_x 为冷风掺入系数，为通过空冷器的风量同巷道中风量之比；M_B 为巷道中风量，kg/s。

掘进工作面需冷量　载冷剂通过空冷器从进入工作面风流中所吸取的热量。它应等于空冷器的产冷量。

空冷器安设在距掘进工作面 50～100m 的风筒内，冷却进入掘进工作面的全部风流。掘进工作面的风流参数取有关规定的标准，并以此为初始条件进行逆向热力计算，依次求出各特征点的风流参数和空冷器的产冷量。

风筒出口的风温计算式为：

$$t_2=\frac{t_3(1+M)+2.49(X_3-K_{BH_2}\varphi_2m_2)}{1+2.49K_{BH_2}\varphi_2n_2-M}$$

$$\frac{ZMt_{gu}+Z\Sigma Q_{M3}}{1+2.49K_{BH_2}\varphi_2n_2-M}$$

$$M=\frac{k_{T3}F_3(K+1)}{4KM_{Bm}C_p}$$

$$Z=\frac{K+1}{2KM_{Bm}C_p}$$

$$K=\frac{M_{B2}}{M_{B1}}$$

$$M_{Bm}=\frac{1}{2}(M_{B1}+M_{B2})$$

空冷器出口风温计算式为：

$$t_1=\frac{t_2(1+N)-2Nt_3\pm 0.0098\Delta H}{1-N}$$

$$N=\frac{K_{TP}F_{TP}}{2M_{Bm}C_p}$$

空冷器产冷量的计算式为：

$$Q_{BO_1}=M_{B1}[(t_0-t_1)+(X_0-X_1)(2501-4.19t_1)]$$

式中 t_3 为掘进迎头风温，℃；X_3 为掘进迎头空气含湿量，kg/kg；K_{BH2} 为气压修正系数，$K_{BH2}=101.08/B_2$；B_2 为风筒出口处大气压力，kPa；φ_2 为风筒出口处空气相对湿度，%；t_{g0} 为围岩初始温度，℃；ΣQ_{M3} 为掘进工作面空间局部热源放热量之和，kW；M_{B1}、M_{B2} 为空冷器后和风筒出口的风量，kg/s、kg/s；M、N 为与风温有关的常数，按表 2 取值；t_2 为风筒出口的风温，℃；t_1 为空冷器出口风温，℃；K_{TP}、F_{TP} 为风筒的传热系数和传热面积，kW/（m²·℃）、m²；ΔH 为空冷器安设地点和风筒出口处之高差，m。向下通风为“+”，向上通风为“−”；t_0、X_0 为空冷器进口风温和含湿量，℃、kg/kg；X_1 为空冷器出口风流含湿量，kg/kg；Q_{BO_1} 为空冷器的产冷量，kW。

载冷剂管道的冷损量 载冷剂在沿管道流动过程中由于巷道中风流的加热和其同管壁的摩擦而产生的热量（冷损量）。计算式为：

表 2

风温/℃	1～6	6～12	12～18	18～21	21～26	26～31	31～37	37～45
N	0.34	0.48	0.69	0.82	1.13	1.53	2.05	2.83
M	3.68	2.83	0.41	−1.71	−0.83	−18.80	−35.00	−63.85

$$Q_{TP}=K_{Tp}\pi D_H L(t_B-t_{WH})+N_C$$

$$N_C=\frac{8\lambda M_W^3}{10^3\rho_W^2 D_B^5\pi^2}$$

$$\lambda=\begin{cases}\dfrac{0.0179}{D_B^{0.3}}\left(1+\dfrac{0.867}{v_W}\right)^{0.3}, & (v_W<1.2\text{m/s})\\ \dfrac{0.021}{D_B^{0.3}}, & (v_W\geqslant 1.2\text{m/s})\end{cases}$$

式中 D_H、L 为管段的外径和长度，m、m；t_B 为管道所在的巷道中风流的平均温度，℃；t_{WH} 为管段始端的载冷剂温度，℃；N_C 为载冷剂同管壁的摩擦产热量，kW；M_W 为载冷剂流量，kg/s；ρ_W 为载冷剂密度，kg/m³；D_B 为管道内直径，m；λ 为管壁摩擦阻力系数；v_W 为管道内载冷剂流速，m/s；K_{Tp} 为管道的传热系数，kW/（m²·℃）。隔热管道外表面无冷凝水出现时：

$$K_{Tp}=\frac{10^{-3}}{\dfrac{D_H}{2\lambda_u}\ln\dfrac{D_H}{D_H-2\delta_u}+\dfrac{D_H^{0.2}}{3.66v_B^{0.8}}}$$

隔热管道外表面有冷凝水出现时：

$$K_{Tp}=\frac{10^{-3}}{\dfrac{1}{\dfrac{3.66v_B^{0.8}}{D_H^{0.2}}\left(1+0.0188\dfrac{\varphi p_{BH}-p_{CTH}}{t_B-t_{CT}}\times\dfrac{D_H}{D_B}\right)}+\Sigma\dfrac{\delta_u}{\lambda_u}}$$

未隔热管道（忽略管壁热阻）：

$$K_{Tp}=\frac{3.66v_B^{0.8}}{10^3 D_H^{0.2}}\left(1+0.0188\frac{\varphi p_{BH}-p_{CTH}}{t_B-t_{CT}}\right)$$

λ_u、δ_u 为隔热材料的热导率和厚度，W/（m·℃）、m；v_B 为巷道中的平均风速，m/s；φ 为巷道中风流的平均相对湿度，%；p_{BH} 为巷道中风温为 t_B 时的饱和蒸气压力，Pa；p_{CTH} 为管道外表面温度为 t_{CT} 时的饱和蒸气压力，Pa；t_{CT} 为管道外表面温度，℃。未隔热时取 $t_{CT}=t_W$、隔热时取风流的露点温度；t_W 为管道内载冷剂的平均温度，℃。

水泵对载冷剂的加热量 载冷剂通过水泵时，由于机械摩擦、壳体吸热以及对水加压等原因而传给载冷剂的热量。大量的水泵在不同运行状态的测试统计资料表明，水泵对载冷剂的加热量可用下式计算：

$$Q_p=\frac{M_W H}{10^3\eta_s}$$

式中 Q_p 为水泵对载冷剂的加热量，kW；M_W、H 为水泵的流量和扬程，kg/s、kPa；η_s 为水泵综合效率，$\eta_s=0.50\sim0.80$。

参考书目

余恒昌等编，《矿山地热与热害治理》，煤炭工业出版社 1991。

A. H. Щербань, О. А. Кремнев,《Руководство по регулированию теплового ретима шахт》, Москва《НЕДРА》1977.

谭天佑、梁风珍译，《空气调节工程》，中国建筑工业出版社，1989。

（杨德源）

zhuyao tongfengji de fushu zhuangzhi

主要通风机的附属装置 (accessory equipment of main fan) 用以引导风流、降低矿井通风点阻力、提高主要通风机的有效静压、保护主要通风机免受爆炸冲击波的破坏，实现灾变时期矿井反风的主要通风机的配套装置。对矿井安全生产和主要通风机的工作性能有一定的影响。主要包括风硐、扩散器(扩散塔)、防爆门(防爆盖)、反风装置等装置。

风硐 连接主要通风机和井筒的一段巷道。用于引导矿井风流；对于压入式通风矿井，风硐是将主要通风机排出的风流引入进风井筒；对于抽出式通风矿井，风硐是将回风井筒中的风流导入主要通风机(见主要通风机工作方法)。风硐内通过的风量与主要通风机的工作风量几乎相同，通过风量大、内外压差大，是矿井中通风阻力较大的一段巷道。对风硐的要求是风阻小、漏风少。在风硐的设计和施工中应满足以下要求：

(1) 断面不宜过小，内部风速以 8～10m/s 为宜，最大不超过 15m/s。

(2) 风阻应不大于 0.0196N·s²/m⁴，阻力不大于 100～200Pa。长度应尽量缩短，转弯应平缓、应成圆弧形、内壁应光滑。

(3) 应用混凝土砌筑，闸门及风门要严密，总漏风量一般不超过主要通风机的工作风量的 5%。

(4) 直线部分要有一定的坡度，避免积水流向主要通风机。应有长度不小于风硐直径或高度 6～8 倍的平直段，以满足测风的要求；并安装测定风流压力的测压管。

(5) 立井井筒与风硐之间的夹角应在 60°～90°之间变化。

扩散器(扩散塔) 外接于主要通风机出口、具有一定长度、断面逐渐扩大的构筑物。用于降低主要通风机的出口动压、提高主要通风机的有效静压。可用砖和混凝土砌筑，也可用金属板焊接而成。小型离心式主要通风机的扩散器一般用金属板焊接而成，大型的离心式和大、中型的轴流式主要通风机的扩散器一般用砖和混凝土砌筑。排风扩散器有直立型、倾斜型、流线型 3 种，空气动力性能以直立型最差、流线型最好，如图 1 所示。扩散器四面的张角取决于叶片出口的风流的速度和方向。扩散器的扩大度(扩散器的出口断面与入口断面之比)以 2～5 为宜；离心式主要通风机作抽出式时取 2～4、作压入式时取 2～2.5；轴流式主要通风机作抽出式时取 3.5～5，作压入式时取 2～2.5。扩散器的设计、构筑原则是阻力小、出口速压低。

防爆门(防爆井盖) 安装于装有主要通风机的回风井口、保护主要通风机在井下发生瓦斯煤尘爆炸时免受爆炸高压气浪破坏的设施。安装于回风斜井井口的为防爆门，安装于回风立井井口的为防爆井盖。在正常情况下，为防止风流短路，防爆门(防爆井盖)是气密的；当井下发生瓦斯煤尘爆炸时，防爆门(防爆井盖)即被爆炸高压气浪掀起，爆炸高压气浪直接冲入大气而不冲击主要通风机，主要通风机得以受到保护。对防爆门(防爆井盖)的技术要求是：

(1) 面积不小于安设井口的断面积；

(2) 必须正对回风井的风流方向；

(3) 结构应坚固严密、不漏风；

(4) 动作可靠，不可焊死。

不提升的回风立井井口钟形防爆井盖如图 2 所示。

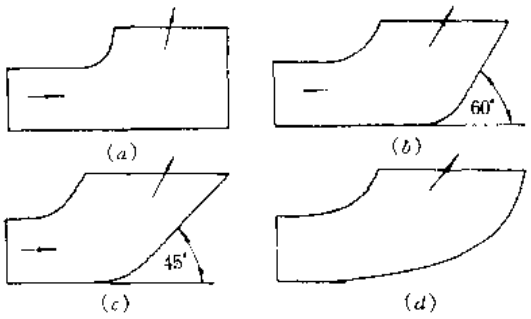


图 1 排风扩散器型式

a—直立型；b—60°倾斜型；c—45°倾斜型；d—流线型

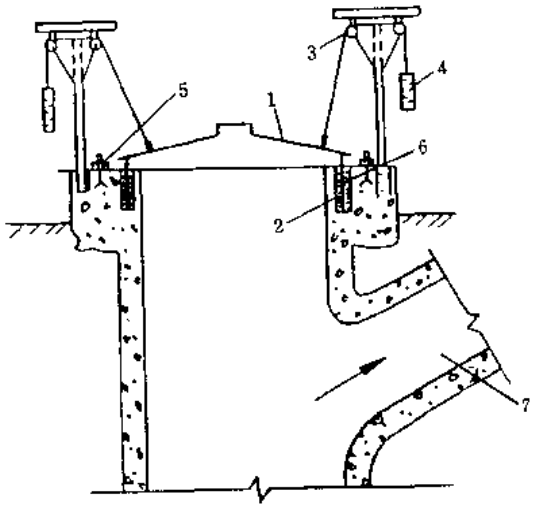


图 2 回风立井井口防爆井盖

1—防爆井盖；2—凹槽；3—滑轮；4—重锤；5—压脚；6—密封液；7—风硐

反风装置 使全矿井下风流反向的一种设施。用以防止矿井进风系统发生火灾时产生的有毒、有害气体进入作业地点，缩小灾害范围和配合井下灾变时期救灾工作的反风要求。反风装置应动作灵活可靠，结构坚固严密、漏风少。反风装置的类型随主要通风机的类型和结构不同而异，主要有专用反风道、主要通风机反转装置、备用主要通风机风道、动叶偏转装置等几种类型。专用反风道是构筑于风硐一侧、专门用来反风的一段风道，平时关闭；开启反风风门、关闭正常通风时的风门即可实现反风。主要通风机反转装置实际就是将电动机电源的任意两相接线调换，使电动机改变转向的一种设施。备用主要通风机风道反风，是当2台轴流式主要通风机并排布置时，保持工作的主要通风机的正常运转，利用另一台备用主要通风机的风道作为"反风道"而实现的。动叶偏转装置只有轴流式风机有，其是通过将所有叶片同时偏转一定角度（大约120°），而不必改变动轮转向实现风流反风的一种设施。

参考书目

《煤矿通风与安全》编写组，《煤矿通风与安全》，煤炭工业出版社，1979。

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

（戴广龙）

zhuyao tongfengji de xuanxing

主要通风机的选型 （selection of main ventilator） 矿井通风设计中选择适应矿井通风要求的通风机及其配套电机的设计工作。它是在给定的矿井开拓布局和通风系统条件下，依据矿井通风容易和困难时期的需风量和通风阻力，在通风机系列产品的特性曲线图表中进行的。合理选定主要通风机及其配套电机是保证矿井安全生产的前提，是实现安全可靠、经济合理通风的基础。

要求

（1）所选通风机应满足在其服务年限内各时期通风阻力变化的要求。

（2）每一风井应采用单一通风机工作制度，装置两套同等能力、型号的通风机，其中一套作为备用。

（3）所选通风机能力应留有一定的富余量。

（4）在通风机服务期限内，其容易、困难时期的工况均应在通风机合理工作范围内。

（5）多风机联合运转的通风系统，各风机的性能应与其服务的系统相匹配。

（6）地处山区的进、回风井井口标高差较大的矿井或平原地区的深井，应考虑自然风压的影响。

步骤

（1）根据矿井所需总风量计算通风机的工作风量。

（2）以矿井通风容易及困难时期的最大通风阻力为基础，在考虑自然风压的影响后，计算通风机的工作风压。

（3）根据工作风量及工作风压、各种风机特性曲线，选择主要通风机，并确定其型号和技术参数。

（4）根据选定风机的工况，计算应配电机的技术参数，并确定配套电机的型号及规格。

主要通风机的选型可人工手选，也可将不同性能的主要通风机参数和需风量、最大及最小通风阻力等参数输入计算机，由计算机自动优选。

目标 所选风机与矿井通风系统匹配合理、运转稳定、高效节能、可调性好。目前中国能满足这一目标要求的风机有：4－72、G_4－73、K_4－73型等离心式风机，其特点为效率高、噪声低，但工况调节较麻烦，且矿井风阻变化时风机风量变化幅度较大；$2K_{60}$、$1K_{58}$、$2K_{58}$、GAF和BD对旋型等轴流式风机，其特点是能反转反风，调节范围广，调节方法简便，矿井风阻变化时风机风量变化幅度小，但有不稳定工作区（驼峰区左侧）。

一个矿井从投产到结束，要经历生产递增期、达产稳定期及衰减期，且矿井地质条件、开采技术、生产计划也经常发生变化，矿井通风系统是一个随时间而变化的动态系统，生产矿井需对主要通风机的工况经常进行调节，因而在进行主要通风机选型时，应选择调节范围广，调节方法简单，且在服务期间内处于高效工作区运转的风机。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

张惠岷编著，《计算机在矿井通风中的应用》，中国矿业大学出版社，1992。

（赵以蕙）

zhuyao tongfengji gongkuangdian

主要通风机工况点 （main fan operating point） 通风机个体特性曲线与矿井风阻特性曲线在同一坐标图上的交点。即风机在某一特定转速和工作风阻条件下的工作参数：风量Q、风压H、轴功率N和效率η，一般指H和Q两参数。通风机工况点既应满足矿井安全生产的需要，又应保证通风机工作

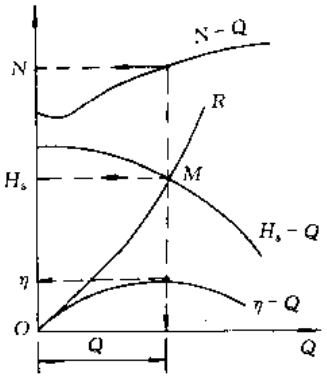


图 1 通风机工况点

稳定和效率高，应处在合理工作范围内。随着矿井生产要求的改变和风机本身性能的变化(如磨损、锈蚀)，应适时地进行工况点调节。

工况点的确定方法 有图解法和解方程法 2 种。目前图解法应用较普遍；随着计算机的广泛应用，解方程法的应用将日益增多。

图解法 将风机特性曲线 $H=f(Q)$、$N=f(Q)$、$\eta=f(Q)$ 与矿井(管道)风阻特性曲线 $h=RQ^2$ 同时标绘在坐标图上求解的一种方法。其前提是风机风压与矿井阻力相等。如图 1 所示，求解时是在标有风机静压特性曲线 H_s-Q (设只有一台风机工作)的坐标上按相同比例作出的矿井特性曲线 R，两曲线的交点 M 即是风机工况点；其坐标值 Q、H_s 即为风机实际产生的风量和静压，通过 M 点作垂线分别与功率曲线 $N-Q$ 和效率曲线 $\eta-Q$ 的交点之纵坐标值 N、η 即为风机的轴功率和效率。

对于多风机工作的矿井，在应用图解法求风机工况点时，需先进行风机特性曲线的合成(见通风机联合运转)，较为复杂。

解方程法 其实质是求解由风机风压特性曲线函数式与矿井(井巷)风阻特性曲线函数式建立的方程组的解。风机特性曲线常用拟合多项式表示：

$$H=a_0+a_1Q+a_2Q^2+a_3Q^3+a_4Q^4+a_5Q^5$$

式中 a_0、a_1、a_2、a_3、a_4、a_5 为曲线拟合系数，通过求解将在风机风压特性曲线的工作段上选取的 i 个 (常取 $i=6$) 有代表性的工况点的 Q_i、H_i 值 (也可将已知的工况参数) 代入建立的含 i 个未知参数的线性方程组的解求得。

风机拟合多项式的次数根据计算精度要求确定，一般取 3～5。

在矿井通风网络解算中，风机工况点即采用解方程法求得。

合理工作范围的确定 为使风机安全、经济地运转，在整个服务期内的工况点都必须处在合理工作范围之内。从经济的角度出发，风机的运转效率不应低于 60%；从安全方面考虑，其工况点必须位于最高风压点的右侧、单调下降的直线段上。由于轴流式风机的风压特性曲线存在马鞍形区段，为防止矿井风阻的增加使工况点进入不稳定区，限定实际工作风压不得超过最高风压的 90%。图 2 中阴影部分即为轴流式通风机的合理工作范围，其上限 $A-D$ 为不同叶片安装角时最高风压的 0.9 倍各点的连线，下限 $B-C$ 为 $\eta=0.6$ 的等效曲线，左限、右限分别为最小、最大叶片安装角时的风压特性曲线。离心式通风机合理工作范围一般已在厂家提供的个体特性曲线上给定，其提供的性能曲线是只截取了合理工作范围的那一段性能曲线 (或工况点参数)。各类通风机的转速均不应超过额定转速。分析和确定风机工况点时，应使用实测的风机装置特性曲线，否则得出的结论不符合真实情况。

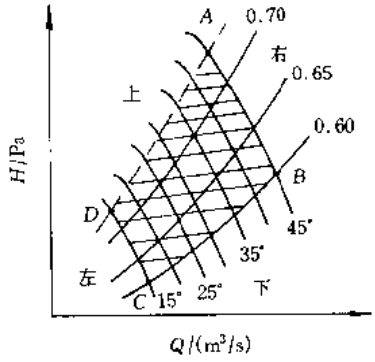


图 2 轴流式风机的合理工作范围

工况点调节 改变通风机工作状况的工作过程。为矿井通风管理部门日常工作之一。调节的目的是满足矿井安全生产对风量的要求。调节方法因风机的不同而有多种方法 (见风量调节)。

参考书目

吴中立主编，《矿井通风与安全》，中国矿业大学出版社，1989。

王英敏主编，《矿井通风与安全》，冶金工业出版社，1979。

(辛广龙 方裕璋)

zhuyao tongfengji gongzuo fangfa

主要通风机工作方法 (ventilation method of main fan) 矿井主要通风机对矿井风流产生通风压力的工作方法。它有抽出式、压入式和压抽混合式 3

种。

抽出式通风　主要通风机安设在出风井口抽排出井下污浊空气的通风方法。抽出式通风井巷中空气的绝对压力均小于同标高的大气压力，空气的相对压力为负值，故又称为负压通风。抽出式通风的矿井，在通风机的作用下，新鲜风流由进风井流入井下并在通风设施的引导、控制下流经采掘工作面和硐室等用风地点，最后经风机排到大气中。抽出式通风的矿井中，一旦通风机因故停止运转，井下风流的绝对压力将提高，故有利于抑制采空区内瓦斯的涌出；但当井下与地面间存在塌陷裂隙、废弃小窑等漏风通道时，不仅会将上述地点的有害气体吸入井下生产巷道，使风流中有害气体浓度增加；而且还会使矿井有效风量减少。

压入式通风　主要通风机安设在进风井口向井下压入新鲜空气的通风方法。压入式通风时，井下整个通风网络中风流的绝对压力高于同标高的大气压力，相对压力为正，又称正压通风。对于压入式通风矿井，其风流经风机输送到井下后，在通风设施的引导、控制下流经采掘工作面和硐室等用风地点，最后经出风井排至地面。压入式通风的矿井中，当井下巷道与地面间存在裂隙时，裂隙地区的有害气体将泄向地面，可防止有害气体污染井下风流；但当通风机因故停止运转时，井下风流的绝对压力将下降，有利于采空区内的瓦斯和有害气体的涌出，巷道内的有害气体浓度将增加，可能引起窒息或瓦斯积聚和爆炸事故，且当浅部煤层发生自然发火时，由于漏风泄向地面，采空区煤炭自然发火征兆难以被及时检测出来。压入式通风矿井为防止井口漏风，需在人员和车辆通行频繁的入风井筒与地面连通处，设置密闭井楼和风门，通风管理工作比较困难，因而外部漏风较严重。

压、抽混合式通风　在入风井口安设通风机作压入式工作向井下输送新鲜空气的同时，在出风井口安设通风机作抽出式通风从井下抽出污浊空气的通风方法。这种通风方法能产生较大的通风压力，适用于高阻力矿井。但这种通风方法使用的设备多，管理复杂。

井田内存在小窑塌陷区、无瓦斯或低瓦斯矿井开采第一水平、回风井分散及附近不允许建筑通风机房及其附属设施时，可采用压入式通风方法。压抽混合式通风方法只在地表裂隙多、深井、高阻力矿井中采用，其它大部分矿井均应采用抽出式通风方法。

参考书目

魏同主编，《煤矿矿井总工程师工作指南》，煤炭工业出版社，1990。

黄元平主编，《矿井通风》，中国矿业学院出版社，1986。

（范明训）

zidong gebao zhuangzhi

自动隔爆装置　(triggered barrier)　探测到爆炸信号后，能自动地、及时地喷出消焰物质，抑制爆炸发展和阻止其传播的装置。它借助于一套自动控制装置对爆炸信息进行超前探测，通过自动释放装置释放内部贮能（如高压气体、瞬时产生的燃烧气态产物 CO_2 等）强制地将预先贮存在装置中的消焰剂抛撒到火焰阵面前方和阵面上，将火焰扑灭，抑制其继续发展和阻止其后面的煤尘云参与爆炸。有瞬时触发型和自动延时触发型2类。由触发传感器、控制仪和抑爆喷撒器组成，如图1所示。抑爆效果取决于喷撒时间、成雾时间、云雾带存在时间与爆炸火焰运行时间的适应程度；安设于潜在爆源附近，用于扑灭爆炸初期火焰。

沿革　20世纪60年代以前，煤矿中普遍采用岩粉棚、水棚来阻止已经发生的煤尘爆炸继续传播，由于岩粉棚和水棚受其作用原理的限制，必须安装在距爆源60m以外、200m以内的地段才能取得好的隔爆效果，对弱爆炸和极强的爆炸都因棚架动作形成粉雾或水雾的时间与火焰运行快慢不相适应，隔爆效果不好，而且，在矮而宽的巷道中和大倾角的斜巷中安装又很困难；因此，人们开始寻求一种能克服这些缺点的新方法。20世纪60年代初期，苏联学者在华沙召开的第九届国际煤矿安全研究院院长会议上提出了选用一条V

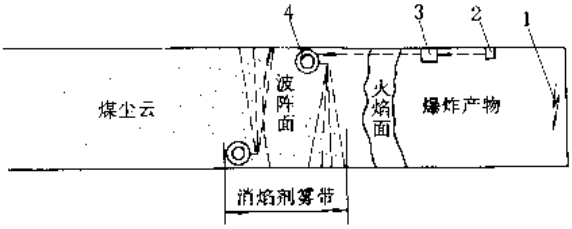


图1　自动隔爆装置

1—爆源；2—触发传感器；3　控制仪；4—抑爆喷撒器

形钢槽，在其底部铺上导爆索，再装上大量岩粉，用超前于V形槽的光电管接收爆炸火焰信号并输出光电流引爆接于导爆索端部的雷管来激发导爆索发生爆轰、将岩粉抛起来扑灭爆炸的方法，这就是自动隔爆装置的初型。其后，英国、日本也相继对自动隔爆装置进行了研究。但由于当时的控制不可靠，容易误动作，装置自身结构的安全性也不高，未能在煤矿中得到实际应用。到了20世纪70年代，随着自动控制技术的发展，多种类型的自动隔爆装置相继问世，并在接近实际规模的煤尘爆炸试验巷道中进行了抑爆试验。20世纪80年代，自动隔爆装置开始用于煤矿井下，英国的

SMRE1A 型自动隔爆系统于 1980 年首次在洛伊斯顿(Royston)煤矿投入使用；原联邦德国的 BVS 型自动隔爆系统、"Versuchsguben Tremonia"自动隔爆水棚，比利时的自动隔爆系统也相继在煤矿试用。中国使用的第一套自动隔爆装置是 1987 年煤炭科学研究总院重庆分院研制成功的 ZGB－Y 型自动隔爆装置，它属于自动延时触发型。

工作原理 发生瓦斯煤尘爆炸时，由于爆源周围环境的气体状态参量（压力、温度）会发生突变，且同时会产生火焰辐射，因而预先布置在位于抑爆喷撒器前面一定距离处的传感器便可超前探测到这些状态容量的变化和火焰的辐射，传感器把这些物理量的变化转变成电讯号（电压、电流）传递给控制仪进行处理后即向抑爆喷撒器发出启动指令，使抑爆喷撒器的执行机构动作，释放出高压气体，使贮存在喷撒器中的消焰剂喷撒到巷道空间形成消焰剂雾带，将刚好到达的爆炸火焰扑灭，阻止位于喷撒器之后的煤尘云继续参与爆炸。

技术要求 装置的喷撒时间 τ、成雾时间 t_0、云雾带存在时间 t_c 与爆炸火焰的运行时间 T 应满足下列关系：

$$t_c > (T-\tau) > t_0$$

$$\tau = \tau_0 + \tau_e$$

式中 τ 为喷撒时间；τ_0 为装置的喷撒固有滞后时间，即从触发传感器接收到爆炸信号至装置开始喷出消焰剂的时间间隔；τ_e 为装置的自动延时时间；t_0 为装置的成雾时间，即从消焰剂开始喷出到形成有足够浓度的消焰剂云雾带的时间；t_c 为云雾带存在时间，即由于消焰剂的沉降迁移使消焰云雾带的消焰剂浓度下降到抑爆限以下的时间；T 为火焰运行时间，即爆炸火焰从传感器所在位置运行到喷撒器安装位置时的时间。

分类 按控制方式不同分为瞬时触发型和自动延时触发型 2 大类。

自动延时触发型 它的控制仪具有实时诊断火焰运行时间的功能，即自动延时时间可以根据煤尘爆炸火焰运行时间的长短自动调整，控制原理如图 2 所示。这类自动隔爆装置的触发传感器由爆炸识别传感器和测速传感器组成。测速传感器一般使用 2 个，也可以使用 1 个。安装 2 个时，两者相隔 1m 左右，与爆炸识别传感器安装在一起的前面那个测速传感器向控制仪给出测速起始信号，安装在后面的那个测速传感器给出测速终止信号；采用 1 个测速传感器时，将爆炸识别传感器输出的信号同时作为测速起始信号，测速终止信号则由测速传感器给出。自动延时用一个单片机来实现，将通过实验得出的瓦斯煤尘爆炸传播规律编制成软件，写入 EPROM 中作成固化软件，预先置入单片机内，当爆炸识别传感器给出爆炸信息、测速传感器给出起始信号时，控制仪开始计时，而后面的测速传感器给出终止信号时，便停止计时，从而得到火焰运行的初始速度；运算单元根据初始速度按预置的软件进行运算，得出火焰到达喷撒器的时间，以此决定向喷撒器发出开始喷撒消焰剂的指令是否需要延时或延时多久。

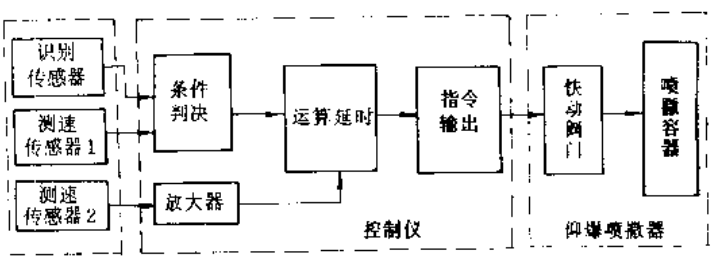


图 2 自动延时触发型控制原理

瞬时触发型 控制仪接收到触发传感器发出的信号就立即向喷撒器发出喷撒消焰剂的指令的装置。其喷撒时间不变。由于不同强度的爆炸的火焰的运行时间不同，因而这种类型的自动隔爆装置要满足抑爆技术要求，就只有通过调整触发传感器与喷撒器之间的安装距离改变火焰的运行时间来实现；故应用这种类型的装置时，需要预先找出传感器与喷撒器二者之间的最佳安装距离，实验确定出的这个最佳安装距离为 50～100m。事实上这种类型的自动隔爆装置很难满足抑爆技术要求；但由于这种类型的装置的结构简单、造价低廉，在一些特定条件下仍然适用。

触发传感器 将爆炸的压力、温度、火焰转变成电压或电流信号的装置。由探测元件和前置放大器组成。作用原理因传感器的类型不同而异。触发传感器通常用多个传感器组合而成，既可以是同类型传感器的组合，也可以是不同类型传感器的组合。

用来组成触发传感器的传感器按其作用原理不同分为火焰传感器（红外型和紫外型）、压力传感器、温度传感器和机械传感器。

火焰传感器 只能接收瓦斯、煤尘爆炸火焰的特征光谱辐射，对其他电光源不起作用的传感器。亦称爆炸识别传感器。属于光学传感器。由保护窗口、窄带滤光片、探测元件和前置放大器组成。按所接收的辐射光谱的范围不同又分为红外型和紫外型。红外型火焰识别传感器的窄带滤光片的中心波长与爆炸产物 CO_2 的发射光谱的峰值波长 4.4μm 相适应。探测元件可选

用 HgCdTe 或 PbS_2，或热释放电探测器。紫外型火焰识别传感器的窄带滤光片的中心波长与爆炸火焰中 OH 的发射光谱波长 0.20～0.28μm 相适应。一般的探测元件为紫外光敏管或紫外硅光电池。只用来测速的传感器用普通光学传感器即可，通常用近红外探测器，探测元件用硅光电池或硅二极管等。

压力传感器 将煤尘爆炸产生的压力变化量转变成电压的变化量的传感器。可用作爆炸识别传感器，由于煤尘爆炸的压力随时间变化很快，要求压力传感器的自振频率高、响应快。为了早期探测爆炸压力的变化和区别风压、爆破、压气冲击等非煤尘爆炸产物的压力变化，宜选用灵敏度适当的微压传感器，其动作压力值通常为 4kPa。压力传感器很少单独用来作触发传感器，通常与火焰传感器或温度传感器组合起来使用，以提高抗干扰能力。压力传感器按作用原理不同分为电压和电阻两种类型。

温度传感器 将煤尘爆炸的温度变化（热量变化）转变成电压变化的传感器。又称为热敏传感器。常用热电偶或热敏电阻作为热敏感元件。这种传感器采用接触测温法，靠热传导或热对流来测温，热敏感元件必须浸没在火焰或热气流中才能起作用，对爆炸的响应慢，有热惰性，不利于抑制爆炸。响应时间用下式计算：

$$\tau = F_0 \frac{l^2}{\alpha}$$

式中 τ 为响应时间，s；F_0 为系数，一般不超过 10～20；α 为材料的热扩散系数，cm^2/s；l 为量热片厚度，mm。

温度传感器的动作温度限通常取为 70～80℃。这种传感器的抗干扰能力强，可以单独作为触发传感器。

机械传感器 利用机械作用的原理控制电路的启闭给出电讯号来触发喷撒器的执行机构的装置。机械动作的原动力是煤尘爆炸的动压力。这类传感器也可以视为压力传感器，一般不单独使用，常同光学传感器、温度传感器配合组成触发传感器来使用。这类传感器的动作压力一般取为 0.01MPa。

在巷道中的布置 通常安装在煤矿的掘进工作面、采煤工作面与上下顺槽联结处、溜煤眼下煤口，以及带式输送机机头等有爆炸潜在危险的地方。喷撒器沿巷道两帮布置，如图 3 所示；也可载于可移动的车上，布置在巷道中部。

消焰剂用量 根据巷道断面积和抑爆区容积确定，所需消焰剂的总量按下式计算并取其中的最大值：

$$Q_S = \eta q_S S$$

$$Q_V = \eta q_V SL$$

式中 Q_S、Q_V 为按巷道断面积和抑爆区容积计算的消焰剂总量，kg；η 为喷撒效率（见抑爆喷撒器）；q_S、q_V 为单位面积和单位体积的消焰剂用量，kg/m^2、kg/m^3，通过在具有实际规模的大型爆炸试验巷道中的抑爆实验确定；S、L 为被保护巷道的净断面积和长度，m^2、m。

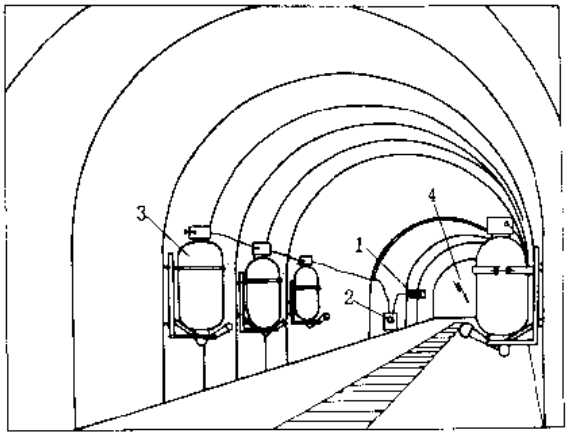


图 3 安装在掘进工作面的自动隔爆装置
1—触发传感器；2—控制仪；3—抑爆喷撒器；4—潜在爆源

消焰剂的用量随其种类不同而变。

趋势 ①结构更加紧凑，移动更为方便；②向自动延时触发型发展；③控制软件功能更为完善；④触发传感器的可靠性更高；⑤装置喷撒消焰剂的滞后时间进一步缩短；⑥喷撒速率更快、成雾时间更短。

参考书目

I. Liebman, J. K. Richmod RI8389 U. S. Dept. of the Interior Bureau of Mines, 1979.

中国科学技术协会学会工作部编，《工业粉尘防爆与治理——全国工业粉尘防爆与治理学术讨论会论文集》，中国科学技术出版社，1990。

（廖继卿）

zijiuqi

自救器 (self rescuer) 发生灾害时，为防止有毒气体对人体的侵害，供个人佩戴逃生用的呼吸保护器。具有体积小、质量轻、携带和使用方便、作用时间较短的特点。

根据工作原理不同分为过滤式和隔离式 2 类。过滤式自救器仅能防护一氧化碳对人体的侵害，人员呼吸所需的氧气仍是外界环境中空气的氧。隔离式自救器防护的有害气体种类不限，人员呼吸的氧由自救器本身供给，与外界空气成分无关。中国生产有 AZL 和 MZ 系列矿用过滤式自救器（见过滤式自救器），AZG、AZH、OSR 系列和 AZY、AZG 系列隔离式自救器（见

化学氧自救器、压缩氧自救器)。中国《煤矿安全规程》规定：每一入井人员必须随身携带自救器。目前，自救器的使用时间一般为30～60min。

过滤式自救器 仅能防护一氧化碳对人体的侵害。其是利用过滤药罐中的一氧化碳氧化触媒(催化剂层)将矿井大气中的一氧化碳催化氧化成无毒的二氧化碳，佩戴者呼吸的氧气来自矿井大气。要求其使用范围大气中的氧浓度应在18%以上、一氧化碳浓度应在1.5%以下。

隔离式自救器 有化学氧隔离式自救器和压缩氧隔离式自救器之分。

化学氧自救器 利用碱金属超氧化物或氯酸盐氧烛所产生的氧来维持佩戴者的呼吸需要的自救器。使用时自救器和人的呼吸器官组成和大气隔绝的呼吸系统，使用范围不受限制。

压缩氧自救器 以高压氧气瓶为供氧源的小型隔绝式呼吸保护器。可以反复多次使用；每次使用后，要重新装填氢氧化钙和充填氧气。使用范围不受限制。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

崔连富著，《自救器》，煤炭工业出版社，1980。

(施申忠)

zijiuqi qimi jianchayi

自救器气密检查仪 (gas tightness tester for self-rescuers) 检查矿用过滤式和化学氧自救器防护外壳气密性的仪器。过滤式和化学氧自救器中的氧化触媒和生氧剂对空气中的水汽很敏感，当外壳气密不合格时，空气中的水汽即会侵入自救器，使自救器的呼吸保护功能降低甚至丧失。检查方法有湿法(把自救器浸在60～65℃的热水中1min，看其是否冒泡)和干法(应用正压原理)2种，干法较湿法的效率和精度高，且避免了自救器的进水报废。20世纪50～60年代，中国和苏联采用湿法检查自救器的气密性，70年代初，苏联首先研制成干法检查自救器气密性的ПЖС型检查仪，最高工作压力为5.3kPa，中国研制的干法检查自救器气密性的仪器有ZJ－1型和ZJ－2型(见彩图101)2种，于1983年由抚顺煤炭科学研究所研制成功。

ZJ－1型和ZJ－2型检查仪的结构和工作原理 仪器由压力可调的工作室和杯形水柱压力计组成，彼此用管路连接。工作时，将被检自救器放进工作室内，利用封压机构将工作室内的定量空气压缩达到工作压力值，压力计的示值不变说明自救器气密良好；压力计的示值下降，说明自救器不气密，工作室内的空气经漏孔进入了自救器。

ZJ－1型和ZJ－2型检查仪技术性能 见表1。

表1 ZJ－1型及ZJ－2型自救器气密检查仪技术性能表

型号	用途	工作压力/kPa		压力计基本误差(%)	检查时间/s	外形尺寸/mm	质量/kg
		普通档	高压档				
ZJ－1	检查过滤式自救器	4.8～6		±2.5	15	300×290×330	11
ZJ－2	检查化学氧和过滤式自救器	4.8～6	13.34～14	±2.5	15	380×300×460	20

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第十四篇)，煤炭工业出版社，1992。

Г. Г. Соболев，《Горноспасательное дело》，НЕДРА，1972。

(吴永法)

ziran tongfeng

自然通风 (natural ventilation) 利用自然风压对矿井或井巷进行通风的方法。自然通风是矿井最古老的通风方法。由于自然风压受地面气候的影响大小和方向常会发生变化，因而自然通风是不稳定的，其对矿井有效通风的作用既表现有积极的一面也表现有消极的一面，完全依靠自然风压进行通风的矿井的安全性、稳定性、可靠性都很差，中国《煤矿安全规程》规定：每一矿井都必须采用机械通风，不准采用自然通风。

自然风压的产生及其变化 自然风压是在矿井通风系统中，由于空气柱的质量的不同而产生的压力差，全称为自然通风压力。如图1所示，进风井口和出风井口的标高差为Z_{1-2}，其内空气平均密度为ρ_{1-2}，3－4段为井下最低标高的水平巷道，2－3段和4－5段的标高差分别为Z_{2-3}和Z_{4-5}，空气平均密度分别为ρ_{2-3}和ρ_{4-5}；由于温度随四季变化的地表空气进入井下后必与各种热源进行热交换，因而井下各段的空气密度是在不断发生变化的，这样矿井进风和回风两列空气柱的重力即出现不平衡，两列空气的重力差即形成了

自然风压。矿井的自然风压是自井下最低标高的巷道到最高标高的井口之间，进风和回风两列垂直空气柱在底部（图1中3、4）单位面积上所产生的重力之差。对于图1所示的矿井，自然风压的基本表达式为：

$$H_n = (Z_{1-2} \cdot \rho_{1-2} + Z_{2-3} \cdot \rho_{2-3}) g - Z_{4-5} \cdot \rho_{4-5} \cdot g = Z \cdot g \cdot (\rho_m - \rho'_m)$$

式中 H_n 为矿井自然风压，Pa；Z 为矿井最高点至最低水平间的垂距，m；ρ_m、ρ'_m 为矿井进、回风侧空气的平均密度，kg/m³、kg/m³；Z_{1-2}、Z_{2-3}、Z_{4-5} 为1—2、2—3、4—5段井巷的垂距，m、m、m；ρ_{1-2}、ρ_{2-3}、ρ_{4-5} 为1—2、2—3、4—5段井巷内空气密度，kg/m³、kg/m³、kg/m³；g 为重力加速度，9.81m/s²。

影响自然风压大小和方向的因素有地表气温、矿井深度、地表大气压、矿井空气成分和湿度、主要通风机的工作情况等，但主要取决于矿井进、回风侧空气的温度差和矿井深度；温差越大、矿井越深，自然风压越大。规模较大、较深的矿井，由于回风侧气温变化不大，自然风压主要取决于进风侧空气温度的变化。深度不

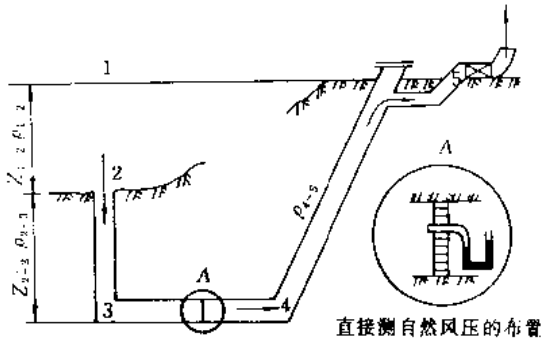


图1 自然风压原理图

同的矿井的自然风压的变化规律也不同。浅井自然风压一般呈冬夏反向。对于平硐进风、风井回风、两井口高差较大的浅矿，在日温差变化大时，其自然风压的作用方向甚至在昼夜间发生变化。中国西南与高山地区，气温随季节变化虽不大，但随晴雨而异的日温变化幅度却较大，因此，晴雨天自然风流反向很明显。深井的自然风压的方向可能常年不变，冬夏季节仅有数量（大小）差别。

一个矿井可能有数个不同的自然风压，此时，全矿的自然风压必须根据各自风压所作功计算，计算公式为：

$$H_{nm} = \sum_{i=1}^{n} Q_i H_{ni} / Q_m$$

式中 H_{nm} 为全矿自然风压，Pa；Q_m 为全矿总风量，m³/s；Q_i、H_{ni} 为各自通风系统的风量和自然风压，m³/s、Pa；n 存在的自然风压个数。

自然风压的测算 在矿井通风设计、日常通风管理和通风系统调整中，为了确切地考虑自然风压的影响，必须对自然风压进行定量分析。自然风压的测算方法有直接法和间接法2种。

直接测量法 主要通风机停转后，在总风流通过的巷道中任何适当地点建立隔断风流的临时风墙测定自然风压的方法。自然风压值等于风墙两侧的压差。一般用压差计测量。如果矿井还有其他水平，应同时将所有水平的自然风流用风墙隔断。本法不受风墙位置的影响，但设置风墙工作较繁，且要求风墙严密不漏风。为了简化工序，可在主要通风机停转后，立即将风硐内的调节闸门关闭隔断自然风流，用压差计测出闸门两侧的压差，即为矿井自然风压；为了保证测值准确，要求闸门四周严实密封。本法简单、直观，若风墙（闸门）严密，测定结果准确；需停风机，高瓦斯矿井容易引起瓦斯积聚。

间接测算法 间接测算方法有多种，主要有平均密度法、升停风机测算法、热力学法。

平均密度法 在进风和回风两侧同时逐段尽快地测出各点空气温度、绝对静压和相对湿度，求出各点的空气密度，并利用自然风压计算式算出自然风压值的方法。本法可在主要通风机正常工作条件下进行测定，不仅可测算出最深水平的自然风压，而且可测算不同水平、不同系统及局部地区的自然风压，便于分析全矿各处自然风压的作用情况。测定时，要求测点间垂距不宜超过100m，进风井筒内布点应更密些。

升停风机测算法 分别测定正常通风时期和主要通风机停转时的2组参数：

①正常通风时 $H_f + H_n = RQ^2$

②主要通风机停转、自然通风时 $H_n = RQ_n^2$

式中 H_f 为主要通风机压力，Pa。抽出式通风矿井为主要通风机静压，压入式通风矿井为主要通风机全压；Q 为矿井总回风量，m³/s；R 为矿井总风阻，N·s²/m⁸；H_n 为矿井自然风压，Pa；Q_n 为主要通风机停转后的矿井总回风量，m³/s。

故有：

$$H_n = \frac{H_f \cdot Q_n^2}{Q^2 \quad Q_n^2}$$

把实测值代入上式即可算出矿井自然风压值。

热力学法 实质是求出全矿风流作的机械功，再乘以全矿平均空气密度。如图2所示，进、回风井之间的自然风压为：

$$H_{n_{2\ 5}} = -\rho_m \cdot g \cdot \int_{1\ 2\ 3\ 4\ 5-1} v\,dp$$

式中 ρ_m 为全矿空气平均密度，kg/m³；v 为风流的比容，m³/kg；p 为风流绝对静压，Pa；g 为重力加速度，9.81m/s²。

图 2 所示的 p-v 图中各点的状态变化过程曲线所包围的面积即为空气流过全矿所作的机械功 $\oint_{1\ 2\ 3\ 4-5-1} v\mathrm{d}p$。为简化，现场多直接用 $p-T$（压力—温度）坐标图或 $H-T$（深度—温度）坐标图代替 $p-v$ 坐标图，并由 $p-T$ 或 $H-T$ 坐标图上圈定的面

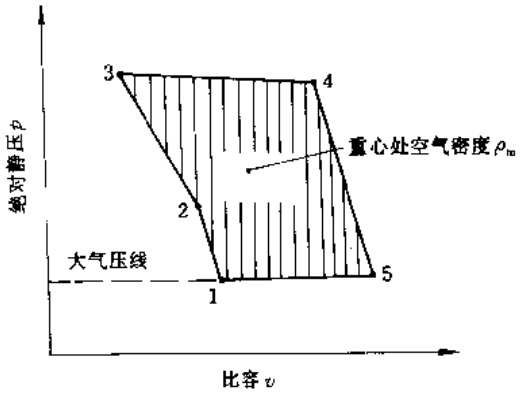


图 2 矿井风流 $p-v$ 图

积与自然风压间关系的公式算出自然风压。

实测表明，热力学法测定虽然比井下测量简单易行，但误差较大，现场采用较少；现场多采用平均密度法和直接测量法。

自然风压的利用与控制 根据自然风压受地面气候影响的特征，在高山地区，要尽可能增大进、回风井口的标高差，且回风井口要高于进风井口；而根据自然风压随季节变化的规律，可适时地调整主要通风机，在冬季将风机转速或叶片安装角调小，或换用小能力风机；夏季则取相反措施。这样既满足了井下所需风量，又达到了节能的目的。

在机械通风矿井中，一般自然风压比主要通风机风压小得多，不容易造成全矿的正常风流反向。但在有多个进风通路的通风系统中，若主要通风机分配到某局部地区的风压较小，在该局部地区可能出现风流反向现象。中国很多煤矿都曾出现过风流反向的现象，个别矿井还因风流反向、停滞发生过瓦斯积聚事故。适当调整通风网络中的风阻关系或提高主要通风机风压，使发生风流反向区域的机械通风风压大于自然风压是防止风流反向的有效措施。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》（第一篇），煤炭工业出版社，1990。

王英敏主编，《矿井通风与安全》，冶金工业出版社，1979。

淮南煤炭学院通风安全教研室编著，《矿井通风技术测定及其应用》，煤炭工业出版社，1980。

（叶汝陵 辛广龙）

zonghe choufang wasi fangfa

综合抽放瓦斯方法 （the comprehensive method of gas drainage） 综合运用开采层瓦斯抽放、邻近层瓦斯抽放和采空区瓦斯抽放技术的技术措施。适用于瓦斯涌出量大，瓦斯涌出来源多，采用通风方法和单项瓦斯抽放措施已不能解决瓦斯超限问题的高瓦斯、高产工作面（采区），特别是开采深度大（800m 以上）、日产 2000t 以上的高瓦斯综采工作面（采区）。哈萨克斯坦卡拉甘达煤田一个 1000m 深、日产 2000～6000t 煤的采煤工作面要求的瓦斯抽放量为 25～70m³/min，在单项抽放方法无法做到的情况下采用了综合瓦斯抽放方法，1975 年在 35 个工作面进行了综合瓦斯抽放，工作面瓦斯涌出降低了 20%～70%、平均降低 46%，每个工作面每天增产 560t，35 个工作面在 1975 年共增产 4.8Mt。德国鲁尔和萨尔矿区的一些高瓦斯高产工作面；采用 W 形通风方式时，在 3 条巷道内布置抽放上、下邻近层瓦斯的钻孔，钻孔密度达 0.054m/m²（其中顶板钻孔 0.043m/m²、底板钻孔 0.011m/m²）；从 4 个开采深度在千米以上、平均日产 1064～1885t、工作面风量为 2250～2855m³/min 的工作面的统计资料看，采用综合抽放法进行瓦斯抽放后，抽排瓦斯总量达 33～58.2m³/min，抽放率达 69%～79%。中国重庆地区松藻矿务局打通二矿 17# 层工作面总瓦斯涌出量达 17m³/min 以上，原先只抽下邻近层瓦斯时，瓦斯抽放率为 52.1%，后增加上邻近层和采空区瓦斯抽放后，抽放率提高到 81.6%，风流排出的瓦斯量由 8.26m³/min 减少为 4.7m³/min，较好地解决了综采工作面的瓦斯问题。

综合抽放瓦斯方法有多种形式，常见的有：①用上向钻孔预抽开采层瓦斯和用打在冒落拱上方的钻孔抽放采空区瓦斯；②用顺层钻孔抽放开采层瓦斯，同时用地面垂直钻孔抽放邻近层和采空区瓦斯；③水力压裂结合顺层钻孔抽放开采层瓦斯；④用钻孔抽放下邻近层（分层）和采空区瓦斯；⑤用钻孔同时抽放开采层和邻近层瓦斯等。

参考书目

于不凡等编，《煤矿瓦斯防治技术》，中国经济出版社，1987。

（陈 锐）

zuhuaji fangmiehuo

阻化剂防灭火　(prevention and extinction of mine fire by anti-oxidation agents)　运用能抑制煤炭氧化或能降低煤氧化活性的物质和药剂防治煤炭自然发火的技术工艺。将阻化剂喷洒在松散煤块上或压注于煤层内，通过隔氧和吸热作用延缓煤的氧化过程和消除高温热源点。阻化剂防灭火国内外均有应用。20世纪60年代初始于苏联，美、日、德等国相继采用。中国始于1974年，现已普遍应用。多采用阻化剂溶液进行防灭火。中国《煤矿安全规程》对阻化剂防灭火技术的应用作了规定。

阻化剂防灭火工艺简单，设备少，成本低，效果显著，应用广泛，尤其适用于缺土少水的矿区。有的矿井还采用了泥浆掺合阻化剂的阻化泥浆防灭火，取得实效。阻化剂防灭火正朝着高效长寿的方向发展，并且逐渐向汽雾阻化防灭火演变。汽雾阻化防灭火是将阻化液通过专用的雾化器生成汽雾，微小的雾粒借助漏风流入采空区，使分布于采空区各部位的遗煤更充分地被阻化液包裹与润湿，提高阻化防灭火效果。

阻化剂防灭火工艺有2类：一是在采煤工作面向采空区遗煤喷洒阻化液；二是向可能或已经开始氧化发热的煤壁打钻孔压注阻化剂。采用喷洒工艺时要在采区内建立半永久性的储液池或用专用矿车做临时性储液池，以构成喷洒系统（图1）。阻化剂喷洒参数有阻化液浓度和阻化液喷洒量。向煤壁打钻注液，可用煤电钻打孔，用橡胶封孔器封孔，再用往复泵（拉杆泵）压注。

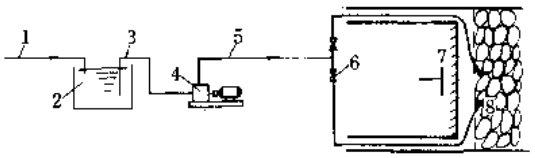


图1　阻化剂喷洒工艺系统

1—供水管；2　储液池；3—供液管；4—压液泵；5—排液管；6—阀门；7—采煤工作面；8—喷枪

阻化剂分类　阻化剂有固态和液态2种。固态的多为磷酸铵盐类，应用不广。液态的广为应用，多属吸湿性很强的氯化镁、氯化钙、氯化铵、三氯化铝、水玻璃等无机盐类化合物，以及含有这些成分的工厂废渣、废液和副产品。对于褐煤、烟煤以氯化镁、氯化钙的应用效果为好，尤以生产海盐的副产品卤片最为经济适用。对于高硫煤则以水玻璃为佳。评价阻化剂效果的2个基本指标是阻化率和阻化寿命。阻化率是在相同试验条件下，煤样阻化处理前和处理后放出一氧化碳浓度的差值与处理前放出一氧化碳浓度的百分比（高硫煤以二氧化硫浓度为依据）。阻化寿命指煤炭经阻化处理后抑制氧化的有效期限。理想的阻化剂应阻化率高、阻化寿命长，并且不污染井下空气，无腐蚀性。

阻化剂防灭火原理　液态阻化剂附着于煤粒表面后会形成液膜，液膜将隔离煤与空气中的氧气的接触，从而抑制煤的低温氧化和自燃的发展；液膜的水分及其蒸发过程能吸收煤低温氧化产生的热量，阻止煤的蓄热升温，抑制煤的自热和自燃。液膜一方面蒸发水分，一方面又吸收空气中的水分，当2种现象处于均衡状态或吸收水分强于水分蒸发时，阻化作用继续维持；当水分蒸发超过吸收水分时，则会导致液膜干裂直至失效。固态阻化剂的作用原理是在一定温度条件下能分解出窒息性气体和产生吸热反应。

阻化液浓度　指阻化剂占阻化溶液的质量百分比。它是影响防灭火效果和吨煤成本的主要参数。一般为15%～20%，最低不小于10%。

阻化液喷洒量　指预防火地点一次喷洒的药液量。它取决于遗煤量及其吸着药液的能力。其量按下式计算：

$$V = k_1 \cdot k_2 \cdot L \cdot S \cdot h \cdot A / r$$

式中 V 为工作面一次喷洒的药液量，m^3；k_1 为重点部位喷洒加量系数，取1.2；k_2 为采空区遗煤密度，t/m^3；L 为工作面长度，m；S 为一次喷洒宽度，m；h 为遗煤厚度，m；A 为遗煤吸着药液量，t/t；r 为阻化液密度，t/m^3。

遗煤吸着药液量与煤的粒度分布和阻化液浓度有关，煤的粒度越小，吸液量越大；阻化液浓度提高，其吸液量也略有增加。通常是分段采取采空区遗煤样按粒度分级，分别用不同浓度的阻化液试验得出各自的吸液量，最终选用平均值。

参考书目

赵全福主编，《煤矿安全手册》(第四篇)，煤炭工业出版社，1991。

秦书玉等编著，《煤矿井下内因火灾防治技术》，东北大学出版社，1993。

（何博文）

zuoye guicheng

《作业规程》　(Working Rules)　根据《煤矿安全规程》的规定，按照采区设计和采掘工作的具体条件对每项工程的施工质量、顺序和方法作出的具体规定。它是组织、领导、指挥生产的一种科学管理方法，是确保生产高效、安全的强制性规定，是《煤矿安全规

程》在煤矿生产过程中的具体应用、体现和落实。是煤矿生产建设过程中必须遵守的"三大规程"之一。分为《采煤工作面作业规程》和《掘进工作面作业规程》2种。内容以图表为主。

《作业规程》是以一个工作面为对象编制的，由企业自行编制。编制依据的资料包括：批准的采区设计、批准的该阶段的地质说明书及进风巷和回风巷的煤层素描图、各工种的操作规程和工种岗位责任制、安全制度（包括交接班、工程质量验收、巷道维修、设备维护保养、瓦斯煤尘管理、放炮和瓦斯检查、通风安全监测仪表使用维修等制度）及邻近采区同一煤层的矿压观测资料。

《采煤工作面作业规程》主要内容

（1）回采范围内外及上下的采掘情况；

（2）回采范围内地质、煤层赋存情况；

（3）采煤方法及采煤工艺流程；

（4）顶板管理方法；

（5）反映采煤工作面的风量、风速、通风设施、安全监测仪表的布置等的通风系统图；

（6）运煤、运材料的设备型号及其系统图；

（7）供电设施、电缆负荷及供电系统图；

（8）洒水、注水、灌浆、充填、压风等管路系统图；

（9）通讯、照明设施布置图；

（10）安全技术措施；

（11）劳动组织及正规循环作业图表；

（12）采煤工作面主要技术经济指标；

（13）避灾路线。

《掘进工作面作业规程》主要内容

（1）巷道布置及其用途；

（2）巷道煤层和围岩的特征及其柱状图，掘进范围内已有的采掘情况，水文地质、地质构造及其平面图、剖面图；

（3）巷道形状和断面尺寸，支护形式规格及所用材料，永久支护与工作面间的最大和最小距离的平面图和剖面图；

（4）掘进方式；

（5）煤层瓦斯涌出量、发火期、煤尘爆炸危险性及通风量数据，局部通风系统图、通风监测仪表布置图及综合防尘措施；

（6）煤、矸、材料、设备的运输方式和设备型式。在倾斜巷道、煤仓、溜煤眼内运输的安全技术措施；

（7）探老洞、老空，石门见煤，过断层，破碎带防止冒顶、片帮及巷道贯通的安全技术措施；

（8）劳动组织和正规循环作业图表及主要技术经济指标；

（9）避灾路线图等。

参考书目

中华人民共和国能源部颁布，《煤矿安全规程（1992年版）执行说明》，山西科学技术出版社 1993。

（王树玉）

1m³ baozha shiyan zhuangzhi

1m³ 爆炸试验装置 （1m³ explosion test vessel） 用于测定煤尘和其他可燃性粉尘云最大爆炸压力、最大压力上升速率、爆炸指数 K_{max} 等爆炸特性参量的装置。这些爆炸特性参量是评价煤尘和其他可燃性粉尘爆炸危险性和解决防爆、泄爆的安全问题的技术依据。

装置结构 由 1m³ 容积钢质爆炸罐、压气喷尘系统、抽真空系统、点火源、计算机控制检测系统等组成。爆炸罐外形见彩图 1。1m³ 容积的钢质爆炸罐有圆柱形和球形 2 种，圆柱形的爆炸罐的长径比为 1∶1。爆炸罐有喷尘通道入口并安装有喷尘头；爆炸罐内安装有电火花点火针，点火针放电端置于爆炸罐中心位置，两点火针端间距一般为 5mm；爆炸罐上安装有压力传感器；罐体上设有抽真空和排废气的连通气管；有的爆炸罐设有透镜孔，以供观察和拍摄爆炸火焰传播情况。压气喷尘系统由高压气瓶（或空压机、增压泵）、储气罐、电磁阀、储尘器、喷尘头组成，通过管路与爆炸罐连成系统：储气罐用于储存喷尘所需的定容、定压压气，其容积为 5L，承压能力为 2.5MPa，储气罐上安装有压力表；喷尘头的作用是使含尘气流中的粉尘均布于爆炸罐内，有弯月形喷尘管和反射式喷尘头。抽真空系统由真空泵、电磁阀、过滤器等组成，通过管路与爆炸罐连成系统。过滤器可防止爆炸罐内的粉尘进入真空管路系统。点火源为化学点火源，质量为 2.4g，由 40% 的金属锆粉、30% 的硝酸钡和 30% 的过氧化钡组成，在国际标准 ISO/DIS 6184/1 中规定的能量为 10kJ。计算机控制检测系统由计算机、数据采集板、开关量板、驱动板、动力电路控制器、打印机、压力传感器、放大器、直流稳压电源等组成，可实现喷尘电磁阀的开闭、化学点火源的引燃及点火与喷尘之间的时差控制，并可实现最大爆炸压力 p_{max}、最大压力上升速率 $(dp/dt)_{max}$、爆炸指数 K_{max} 的检测计算及爆炸压力曲线的绘制。

测试原理 利用储气罐中所存储的 2.0MPa 压气，在喷尘电磁阀突然开启时形成气流，将储尘器中经称量装入的定量试验粉尘通过喷尘头喷撒悬浮于已预抽成一定真空状态（此真空状态可确保喷尘气流进入后爆炸罐内的气压在点火爆炸前为常压状态）的爆炸罐内形成均布的粉尘云，在滞后于喷尘开始时刻 0.6s 引燃的安设于爆炸罐中心的点火源作用下，使粉尘云着火爆炸，通过计算机控制检测系统测得粉尘-空气混合物的爆炸特性参量。

粉尘云最大爆炸压力和最大压力上升速率的测定 需通过一系列不同浓度粉尘的有序爆炸试验来确定。一般从 250g/m³ 开始，继之按 200g/m³ 的级差增加试验粉尘浓度继续试验测定，直至清楚地呈现相对的最大爆炸压力和最大压力上升速率值；然后以此 2 值所对应的浓度为参照，按 50g/m³ 的级差增减粉尘浓度试验，从而可得出该试验粉尘可能的最大爆炸压力 p_{max} 和最大压力上升速率 $(dp/dt)_{max}$。有的粉尘其最大爆炸压力 p_{max} 和最大压力上升速率 $(dp/dt)_{max}$ 所对应的试验粉尘浓度并不相一致。瑞士巴塞尔工程学院对石松子粉试验检测所得的最大爆炸压力 p_{max} 值为 0.69MPa，这一数值可作为检测该装置技术性能的参照值。

粉尘云爆炸指数 K_{max} 的测定 该参量是由测得的最大爆炸压力上升速率 $(dp/dt)_{max}$ 根据立方根关系式计算确定的，即：

$$K_{max} = (dp/dt)_{max} \cdot V^{1/3}$$

式中 K_{max} 为爆炸指数，MPa·m/s；$(dp/dt)_{max}$ 为最大压力上升速率，MPa/s；V 为爆炸试验装置的容积，m³。

瑞士巴塞尔工程学院对石松子粉试验检测所得的爆炸指数 $K_{max}=15.7$MPa·m/s，该值可作为检测该装置技术性能的参照值。

粉尘爆炸特性参量检测的影响因素 影响粉尘爆炸特性参量检测结果的主要因素有：粉尘喷撒的均匀性，喷尘气流的紊流度，点火源类别及能量大小，爆炸容器的几何形状，粉尘-空气混合物的温度、湿度及压力。被喷尘气流带入爆炸罐内的粉尘能否在点火前及时地喷撒悬浮于爆炸罐内形成均布的粉尘云，对粉尘云最大爆炸压力 p_{max} 的测定结果有影响；喷尘气流在点火时的紊流度对最大爆炸上升速率 $(dp/dt)_{max}$ 及相应的爆炸指数 K_{max} 值有较大影响，紊流度增大则相应的最大压力上升速率 $(dp/dt)_{max}$ 及 K_{max} 值均增大。喷尘气流的紊流度主要取决于点火时刻滞后于喷尘的时间，在国际标准 ISO/DIS 6184/1 中规定的这一滞后时间为 0.6s，但喷尘电磁阀的开启过程时间仅为 10ms、比化学点火源内打火头的瞬时性要好；点火源的种类和能量大小均对爆炸特性参量的测定结果有影响，相同能量的不同点火源因有不同的释放时间而有效果的差异。为了保持点火源效果的一致性，国际标准 ISO/DIS 6184/1 中规定：点火源的质量为 2.4g，由 40% 的金属锆粉，30% 的硫酸钡和 30% 的过氧化钡组成，其能量为 10kJ，且在没有粉尘参与爆炸的状况下，点火

源所产生的爆炸压力应为0.11±0.01MPa；爆炸容器几何形状的影响由所规定的爆炸容器的长径比等于1∶1这一要求得以限制；为了把握粉尘-空气混合物的温度、湿度及压力因素的影响，温度应控制在室温，粉尘水分一般应小于10%，并且试验前作烘干处理，混合物在点火时刻的压力应为常压状态；此外粉尘粒度对参量检测也有影响，一般应通过74μm网孔的标准筛。

沿革 $1m^3$爆炸试验装置最先由欧洲人Bartknecht等于20世纪70年代末80年代初设计研制。由于该试验装置的容积较大，更接近实际工业容器，因此其测定结果更能反应实际情况，所以其他国家也相继研制了类似的爆炸试验装置。有的国家还把$1m^3$爆炸试验装置作为标准试验装置，把它的测定结果作为校验标定20L爆炸试验装置（日常测定装置）技术性能的依据。国际标准化组织于1985年在ISO/DIS 6184/1标准中把$1m^3$爆炸试验装置定为规定的使用装置。

（田仁曲）

20L baozha shiyan zhuangzhi

20L爆炸试验装置 （20-L explosion test apparatus） 用于煤尘和其他可燃性粉尘云最大爆炸压力、最大压力上升速率、爆炸指数K_{max}、爆炸下限浓度等爆炸特性参量测定的装置。这些爆炸特性参量是评价煤尘和其他工业粉尘爆炸危险性和解决防爆、泄爆方面的安全问题的依据。

装置结构 由20L容积的钢质爆炸罐、压气喷尘系统、抽真空系统、点火源、计算机控制检测系统组成，外形见彩图2。20L容积的钢质爆炸罐有球形和近似球形2种，近似球形的钢质爆炸罐由圆柱体的罐身与半球形下底和弧形上盖所组成，其长径比为1∶1；钢质爆炸罐的承压能力为2.5MPa，但做承压爆炸试验的爆炸罐需更高的承压能力，爆炸罐的下部为喷尘通道入口并安装有喷尘头；爆炸罐安装的电火花点火针的放电端（或化学点火源）置于爆炸罐中心位置，两点火针端的间距一般为5mm；爆炸罐壁上安装的压力传感器的端部与内壁面齐平；罐体上设有抽真空和排废气的连通气管；为控制试验罐壁的温度，有的爆炸罐设有降温液流夹层以通入降温水流；有的爆炸罐还设有透镜孔以供观察或拍摄爆炸火焰的传播情况。压气喷尘系统由高压空气瓶（或空压机、增压泵）、储气罐、电磁阀、储尘器、喷尘头组成，通过管路与爆炸罐连接；储气罐容积为0.6L，其上安装有压力表；喷尘头的作用是使含尘气流中的粉尘均布于爆炸罐，按结构有弯月形喷管和伞形反射或喷尘头2种。抽真空系统由真空泵、电磁阀、过滤器组成，通过管路与爆炸罐连接；过滤器是为防止粉尘进入真空泵内。点火源有高压电火花点火源和化学点火源2种，高压电火花点火源由放电电压、电流、时间可调控的电火花发生器提供，化学点火源的质量为2.4g，由40%的金属锆粉、30%的硝酸钡和30%的过氧化钡组成，在国际标准TSO/DIS 6184/1中规定的能量为10kJ。计算机控制检测系统由计算机、数据采集板、开关量板、驱动板、动力电路控制器、直流稳压电源等组成；利用该控制检测系统所实现的试验过程自动控制的主要内容有：真空泵的起闭、抽真空气路电磁阀的开断、空压机的开停、喷尘气路电磁阀的开断、喷尘气罐压力的检测判定、喷尘电磁阀的开断、电火花点火时放电回路的触发（或化学点火源的引燃）以及试验过程的相对时差控制；试验参量检测处理的内容有：电火花点火时的放电电压、电流及过程时间的检测，爆炸罐内点火爆炸时爆炸压力的检测，点火能量的计算，最大爆炸压力、最大压力上升速率及爆炸指数的计算，爆炸压力曲线的绘制，实验报告的打印。

试验方法 首先称取定量粉尘置于储尘器中，然后再将储气罐加压至2.0MPa（相对气压）、将爆炸罐抽真空至0.06MPa（绝对气压，此真空状态可确保喷尘气流进入后爆炸罐内的气压在点火爆炸前为常压状态），设点火源点火时间，滞后于喷尘开始时刻60ms，最后启动装置使粉尘云着火爆炸。通过配置的计算机控制检测系统测得粉尘-空气混合物的爆炸特性参量。

粉尘云最大爆炸压力和最大压力上升速率的测定 需通过不同浓度粉尘的有序爆炸试验来确定。一般是从250g/m³开始，继之按100g/m³的级差增加浓度继续试验测定，直至清楚地呈现相对的最大爆炸压力和最大压力上升速率值，然后以此2值所对应的浓度为参照，按50g/m³的级差增减粉尘浓度试验，从而可得出该试验粉尘云可能的最大爆炸压力p_{max}和最大压力上升速率$(dp/dt)_{max}$。有的粉尘出现p_{max}和$(dp/dt)_{max}$值所对应的浓度值不相一致。

粉尘云爆炸指数K_{max}的测定 根据测得的最大压力上升速率结合立方根关系式计算确定，其关系式为：

$$(dp/dt)_{max}V^{1/3}=K_{max}$$

式中K_{max}为爆炸指数，MPa·m/s；V为爆炸试验罐的容积，m³；$(dp/dt)_{max}$为最大压力上升速率，MPa/s。

粉尘云爆炸下限浓度的测定 需通过一系列不同浓度粉尘的爆炸试验来确定。开始试验时按10g/m³的整数倍取定试验粉尘浓度，如初测结果是爆炸压力（包括10kJ化学点火源所产生的0.11MPa压力）等于

或大于 0.15MPa（相对压力），则以 10g/m³ 的级差减小浓度继续试验，直至有 3 次同一浓度的试验所测压力值均少于 0.15MPa，此浓度为 C_1；如初测结果小于 0.15MPa，则以 10g/m³ 的级差增加粉尘浓度继续试验，直至有 3 次同一浓度试验所测压力值均等于或大于 0.15MPa，此浓度为 C_2；所测粉尘云爆炸下限浓度 C_{min} 介于 C_1、C_2 之间，即：

$$C_1 < C_{min} < C_2$$

当所试验的粉尘浓度超过 100g/m³ 时，可按 20g/m³ 的级差增减试验浓度。

装置的标定 20L 爆炸试验装置由于爆炸罐容积小，试验所需的粉尘量和试验工作量都较少，因此，已被世界各国广泛用作粉尘爆炸特性的日常测定装置。为使 20L 爆炸试验装置所测数据与 1m³ 爆炸试验装置所测数据有一致性，有关国际标准都规定应对 20L 爆炸试验装置进行校检标定。用于标定的粉尘试样应有一个较大范围的爆炸指数 K_{max} 值区域，按国际标准化组织（International standardization organization，ISO）根据 K_{max} 指数所作的粉尘爆炸性分类，每个分类范围内需 5 种不同的试样，每种试样的最大爆炸压力 P_{max} 值需与 1m³ 爆炸试验装置的值相一致，误差为 ±10%，K_{max} 值须相一致，误差为 ±20%。除初始标定外，应至少用一种标定粉样进行定期的重复校订，以检查试验装置的粉尘分散均匀性和气流系流特性是否发生了变化。

装置在用于测定粉尘云爆炸下限浓度时，要用平均粒度为 30±5μm 的石松子粉尘试验方法进行检验。在进行检验前，要把石松子粉在 50℃ 的温度下干燥 24h。用石松子粉检测时，所测得的 C_1 值不得低于 20g/m³、C_2 不得超过 40g/m³。

沿革 20L 爆炸试验装置最先由瑞士环保研究院 Siwek 于 20 世纪 70 年代研制，为球形装置，继后其他国家也研制了 20L 球形或近似球形（长径比为 1∶1）的粉尘爆炸试验装置，广泛用于粉尘爆炸特性参量的试验测定。自 20 世纪 80 年代以来，国际标准化组织（ISO）和国际电工委员会（International Electrotechnical Committee，IEC）先后把 20L 爆炸试验装置定为有关爆炸特性参量的试验测定装置。

（田仁曲）

条目汉字笔画索引

说　　明

一、本索引供读者按条目标题的汉字笔画查检条目。

二、条目标题按第一字的笔画由少到多的顺序排列，笔画数相同的字按起笔笔形一（横）、丨（竖）、丿（撇）、丶（点）、𠃌（折，包括亅乛乚𠂉等）的顺序排列。第一字相同的，依次按后面各字的笔画数和起笔笔形顺序排列。

三、索引后的阿拉伯数字是条目所在页码。

一　画

一氧化碳中毒 …… 427
一氧化碳传感器 …… 425
一氧化碳检测仪 …… 426

二　画

二氧化氮中毒 …… 44
二氧化碳灭火器 …… 46
二氧化碳传感器 …… 45
人机工程学 …… 359

三　画

三硝基甲苯中毒 …… 361
下行通风 …… 417
个体防护用品 …… 82
大直径钻孔救援 …… 39
大管状煤尘爆炸性鉴定装置 …… 38
女工劳动保护 …… 345
工业外伤 …… 83
工作面突出预测 …… 84

四　画

内因火灾 …… 344
分区通风 …… 56
化学氧自救器 …… 103
开采层瓦斯抽放 …… 143
开采层瓦斯涌出 …… 145
开路型呼吸器 …… 145
气压计 …… 355
气压传感器 …… 354
气体充填泵 …… 353
气密型电气设备 …… 353
水力冲孔 …… 371
水力压裂抽瓦斯法 …… 375
水力割缝抽瓦斯法 …… 373
水袋棚 …… 371
水槽棚 …… 369
火区启封 …… 106
火区复燃 …… 105
火区熄灭标准 …… 106
火区管理 …… 105
火风压 …… 104
火灾自动探测报警灭火系统 …… 108
火焰安全灯 …… 107
瓦斯利用 …… 409
瓦斯抽放 …… 401
瓦斯抽放设计 …… 406
瓦斯抽放监测系统 …… 404
瓦斯抽放率 …… 404
瓦斯矿井等级 …… 408
瓦斯带 …… 407
瓦斯预测图 …… 411
瓦斯喷出 …… 410
瓦斯爆炸 …… 398
风电甲烷（瓦斯）闭锁装置 …… 62
风网中风流流动规律 …… 71
风速计 …… 66
风速计校准 …… 68
风速传感器 …… 65
风筒 …… 69
风量调节 …… 64

五　画

主要通风机工作方法 …… 451
主要通风机工况点 …… 450
主要通风机的附属装备 …… 449
主要通风机的选型 …… 450
可控循环通风 …… 147
外因火灾 …… 412
本质安全型电气设备 …… 3
正压型电气设备 …… 438
甲烷传感器 …… 124
甲烷报警器 …… 111
甲烷测定器 …… 120
甲烷断电仪 …… 125
石门防突扩孔钻 …… 366

六 画

传质系数 …… 36
伤员现场急救 …… 362
充油型电气设备 …… 27
充砂型电气设备 …… 26
光干涉式甲烷测定器
校准仪 …… 90
全风压通风 …… 358
压缩氧自救器 …… 419
多种气体检测仪 …… 40
导流板 …… 39
尘肺 …… 20
尘肺三级预防 …… 24
尘肺结核 …… 23
尘肺病人劳动能力鉴定 …… 22
尘源性支气管炎 …… 25
扩散通风 …… 241
机械通风 …… 111
红外线辐射温度计 …… 96
自动隔爆装置 …… 452
自救器 …… 454
自救器气密检查仪 …… 455
自然通风 …… 455
过滤式自救器 …… 92
闭路型呼吸器 …… 8
防火门 …… 49
防火墙 …… 50
防尘口罩 …… 47
《防治煤与瓦斯突出
细则》 …… 55
防突区域措施 …… 53
防突反向风门 …… 51
防突局部措施 …… 52
防突松动爆破 …… 53
防突综合措施 …… 54

七 画

串联通风 …… 37
《作业规程》 …… 458
冷光管 …… 246
冷凝热的处理 …… 246
劳动卫生标准 …… 243
劳动卫生监督 …… 244
劳动保护 …… 242
含瓦斯煤的性质 …… 95
吸附瓦斯 …… 415
围岩瓦斯抽放 …… 412
围岩瓦斯涌出 …… 413
均压防灭火 …… 140
局部瓦斯积聚 …… 135
局部通风 …… 135
抑爆喷撒器 …… 429
束管火灾监测系统 …… 367
汞中毒 …… 86
苏生器 …… 378
苏生器性能检查仪 …… 380
邻近层瓦斯抽放 …… 248
邻近层瓦斯涌出 …… 252
阻化剂防灭火 …… 458
附壁风筒 …… 74

八 画

制冷设备选择 …… 445
制冷系数 …… 446
制冷空调供水系统 …… 443
制冷站 …… 446
制冷站负荷 …… 446
呼吸保护器药剂 …… 97
呼吸器性能检查仪 …… 100
呼吸器面具 …… 100
岩石与瓦斯突出 …… 422
岩粉棚 …… 421
抽瓦斯钻孔 …… 32
抽瓦斯管道系统 …… 29
抽放瓦斯泵站 …… 27
易燃煤层开采 …… 430
泡沫防灭火 …… 346
泡沫降尘 …… 347
矿山救护 …… 221
矿山救护队 …… 222
矿工自救 …… 148
矿工自救系统 …… 149
矿井人工制冷空调 …… 179
矿井反风 …… 152
矿井气体检测 …… 172
矿井气候条件 …… 171
矿井火灾 …… 162
矿井火灾时期风流控制 …… 163
矿井瓦斯 …… 195
《矿井瓦斯抽放管理
规范》 …… 197
矿井瓦斯涌出 …… 198
矿井瓦斯涌出量预测 …… 199
矿井风阻 …… 160
矿井风流流动特性 …… 155
矿井风流能量 …… 157
矿井风流预热 …… 158
矿井风量测量 …… 155
矿井可抽瓦斯量 …… 169
矿井安全环境集中监测 …… 151
矿井防灭火方法 …… 153
《矿井防灭火规范》 …… 153
矿井灾害治理 …… 209
矿井灾害预防和处理
计划 …… 208
矿井供风标准 …… 161
矿井制冷空调设计 …… 210
矿井制冷空调系统 …… 211
矿井空调 …… 169
矿井非人工制冷空调 …… 154
矿井消防器材配置 …… 203
矿井消防器械 …… 203
矿井热害 …… 175
矿井热源 …… 176
矿井通风 …… 180
矿井通风方式 …… 182
矿井通风网络 …… 186
矿井通风网络解算 …… 187
矿井通风设计 …… 182
矿井通风系统 …… 190
矿井通风系统选择 …… 191
矿井通风阻力 …… 192
矿井通风阻力测定 …… 194
矿井通风图 …… 183
矿井通风质量标准 …… 191
矿井通风测量 …… 181
矿井漏风 …… 170
矿内火灾 …… 215
矿内火灾防治 …… 218
矿内火灾预报 …… 218
矿内风流热状况预测 …… 213

矿内空气 …… 220
矿用一般型电气设备 …… 236
矿用防爆电气设备 …… 226
矿用制冷机组 …… 237
矿用呼吸保护器 …… 233
矿用空气冷却器 …… 235
矿用保冷管道 …… 223
矿用除尘器 …… 224
矿用高低压换热器 …… 233
矿用隔热风筒 …… 233
空气流动连续性方程 …… 148
苯中毒 …… 6
试验粉尘 …… 367
采空区瓦斯抽放 …… 14
采空区瓦斯涌出 …… 15
采空区灌水减少粉尘
产生量 …… 14
采煤工作面通风方式 …… 16
金属骨架 …… 130

九 画

保护层 …… 1
哈特曼爆炸试验装置 …… 94
巷道调热圈 …… 94
标准气体 …… 12
浇封型电气设备 …… 129
测尘仪器检定 …… 17
突出区域预测 …… 394
突出安全防护措施 …… 392
突出挡栏 …… 392
突出预测 …… 396

十 画

哥德伯特－格林沃尔
试验炉 …… 77
射流 …… 364
振动病 …… 436
换热系数 …… 104
氧气传感器 …… 423
氧气检测仪 …… 424
消防仓库 …… 418
消防水管网 …… 418
烟雾传感器 …… 420
粉尘卫生标准 …… 59
粉尘扩散性 …… 57
《粉尘防治规范》 …… 56
粉尘性质 …… 60
粉尘浓度测定 …… 58
粉尘粒度分布测定 …… 57
载冷剂 …… 433
通风引射器 …… 390
通风机性能测定 …… 385
通风机联合运转 …… 382
通风设施 …… 388
通风巷道经济断面 …… 390
铅中毒 …… 356
高倍数机械泡沫发生
装置 …… 75
高温下救护的人体保护 …… 76

十一画

减少粉尘产生量 …… 126
掘进安全技术装备
系列化 …… 137
掘进通风 …… 138
掘进通风方式 …… 139
探险绳 …… 382
救护队战斗行动准则 …… 130
救护用汽车 …… 131
救灾通信装备 …… 133
救灾期间风流控制 …… 132
检定管 …… 127
硅肺 …… 91
粒度分布 …… 247
粘结法 …… 344
综合抽放瓦斯方法 …… 457
职业中毒 …… 441
职业性多发病 …… 440
职业流行病学 …… 439
辅助器械 …… 72

十二画

喷雾降尘 …… 348
惰气防灭火 …… 42
惰泡发生装置 …… 41
温度传感器 …… 413
游离二氧化硅含量测定 …… 430
游离瓦斯 …… 431
湿空气 …… 366
湿度计 …… 365
滑囊炎 …… 102
储积孔 …… 40
超前钻孔 …… 18
隔绝防灭火 …… 81
隔爆型电气设备 …… 78

十三画

煤二尘肺 …… 303
煤与瓦斯突出预兆 …… 342
煤田火灾 …… 339
煤尘云着火能量 …… 293
煤尘云爆炸浓度 …… 290
煤尘层电阻率测定装置 …… 288
煤尘层最低着火温度
试验装置 …… 289
煤尘着火温度 …… 295
煤尘爆炸 …… 275
煤尘爆炸试验巷道 …… 279
煤尘爆炸特性 …… 282
煤尘爆炸预防 …… 287
煤尘爆炸隔绝 …… 278
煤尘爆炸影响因素 …… 284
煤层瓦斯 …… 262
煤层瓦斯压力 …… 269
煤层瓦斯含量 …… 265
煤层瓦斯流动 …… 267
煤层注水减少粉尘
产生量 …… 271
煤层透气性 …… 261
煤油伴生煤层的安全
开采 …… 341
煤的孔隙 …… 297
煤的自燃倾向性 …… 300
煤矿气体爆炸性判定仪 …… 323
煤矿水灾防治 …… 328
煤矿用产品的安全检验 …… 329
煤矿安全 …… 304
煤矿安全系统工程 …… 310
煤矿安全法规 …… 306
《煤矿安全规程》 …… 307

煤矿安全标志牌 …… 306
煤矿安全监察 …… 308
煤矿防尘 …… 311
煤矿劳动卫生 …… 320
煤矿事故 …… 326
煤矿放射性危害 …… 313
煤矿降尘 …… 320
煤矿重大事故案例 …… 330
煤矿除尘 …… 311
煤矿粉尘 …… 314
煤矿粉尘浓度测定仪 …… 316
煤矿粉尘检测 …… 315
煤矿硫化氢 …… 322
煤矿器材安全标志认证制度 …… 325
煤（岩）与瓦斯突出 …… 254
煤（岩）与瓦斯突出分类 …… 257
煤（岩）与瓦斯突出机理 …… 258
煤巷瓦斯涌出 …… 340
煤炭自然发火 …… 335
煤炭自然发火危险程度预测 …… 337
煤炭自燃学说 …… 338

十五画

增安型电气设备 …… 434
摩擦火花 …… 342
撒布岩粉法 …… 360
潜水呼吸器 …… 357
震动爆破 …… 437

十六画以上

噪声危害 …… 433
《操作规程》 …… 17
避难硐室 …… 11
灌浆防灭火 …… 87
露天矿火灾防治 …… 253
$1m^3$ 爆炸试验装置 …… 460
20L 爆炸试验装置 …… 461

条目英文索引

(INDEX OF ARTICLES)

A

accessory equipment of main fan ····· 449
advance borehole ····· 18
air cooler in mines ····· 235
air cooling in mines without refrigeration ····· 154
air duct ····· 69
air leakage of mine ····· 170
air quantity regulation ····· 64
air thermal state prediction in mines ····· 213
air velocity transducer ····· 65
anemometer ····· 66
artificial air conditioning and refrigeration in mines ····· 179
automatic fire detection/protection systems ····· 108
automobile for mine rescue work ····· 131
auxiliary apparatus ····· 72
auxiliary ventilation ····· 138

B

barometer ····· 355
benzene poisoning ····· 6
big tube testing device for coal dust explosion ····· 38
bronchitis of dusty etiology ····· 25
bursitis ····· 102

C

calibration of anemometer ··· 68
calibrator for methane detector of interferometer ····· 90
carbon dioxide extinguisher ····· 46
carbon dioxide transducer ··· 45
carbon monoxide detector ····· 426
carbon monoxide poisoning ····· 427
carbon monoxide transducer ····· 425
central environmental monitoring for mine safety ····· 151
certification system for safety mark of apparatus and material in coal mines ····· 325
character of gas-bearing coal ····· 95
characteristic of coal dust explosion ····· 282
chemical oxygen self rescuer ····· 103
chemicals for breathing protective apparatus ····· 97
classification of coal (rock) and gas outburst ····· 257
classification of gaseous mines ····· 408
climatic condition in mine ····· 171
closed-circuit type respirators ····· 8
coal (rock) and gas outburst ····· 254
coal dust cloud explosion concentration ····· 290
coal dust explosion ····· 275
coal dust explosion test gallery ····· 279
coal dust ignition temperature ····· 295
coal mine accident ····· 326
coal mine dust depression ····· 320
coal mine dust removal ····· 311
coal mine gas emission amount prediction ····· 199
coal mine gas explosibility detector ····· 323
coal mine labour hygiene ··· 320
coal mine major accident case ····· 330
coal mine radioactive pollution ····· 313
coal mine safety ····· 304
coal mine safety control ··· 308
coal mine safety laws and regulation ····· 306
Coal Mine Safety Rules ····· 307
coal mine safety system engineering ····· 310
coal seam water infusion to control dust ····· 271
coal spontaneous combustion tendency ····· 300
coal workers' pneumoco-

niosis ····· 303
cohesive method ····· 344
combusbible coal seam mining ····· 430
combustion recurrence in fire-area ····· 105
comprehensive measure for outburst prevention ····· 54
compressed oxygen self rescuer ····· 419
continuity equation of airflow ····· 148
controlable recirculation ventilation ····· 147
convective heat transfer coefficient ····· 104
coolant ····· 433
cooling/power ratio ····· 446
cross-cut borehole reamer for outburst prevention ····· 366
cryo-light sticks ····· 246
curred guide plate ····· 39

D

descensional ventilation ····· 417
design of gas drainage ····· 406
Detailed Rule and Regulation of Coal and Gas Outburst Prevention and Control ····· 55
detector tube ····· 127
determination for electrical resistivity of coal dust in layers ····· 288
diffusion ventilation ····· 241
disability identification of pneumoconiosis ····· 22
distribution of mine fire fighting apparatus ····· 203
diving respirator ····· 357
dust character ····· 60
dust collectors for mines ··· 224
dust control by irrigation in gob ····· 14
dust control in coal mine ··· 311
dust diffusivity ····· 57
dust hygiene standard ····· 59
dust in coal mine ····· 314
dust mask ····· 47

E

economic section of airway ····· 390
electrical apparatus for explosive gas atmospheres of coal mine ····· 226
encapsulated electrical apparatus ····· 129
endogeneous fire ····· 344
energy of mine airflow ····· 157
equivalent orifice ····· 40
ergonomics ····· 359
exogenous fires ····· 412
exploratarg rope ····· 382

F

fan-stoppage methane-monitor breaker ····· 62
fighting regulation of mine rescue team ····· 130
filter self rescuer ····· 92
fire control in mines ····· 218
fire control in open pit ····· 253
fire in coal field ····· 339
fire stopping ····· 50
fire-area control ····· 105
fire-heating air pressure ····· 104
fire-proof door ····· 49
first aid to injured miners ····· 362
flame safety lamps ····· 107
flame-proof electrical apparatus ····· 78
flow characteristics of mine airflow ····· 155
flow laws of air in mine ventilation network ····· 71
foam dust depression ····· 347
free gas ····· 431
friction sparks ····· 342
friggered barrier ····· 452

G

gas adsorption ····· 415
gas blower ····· 410
gas booster pump ····· 353
gas drainage ····· 401
gas drainage by hydraulic cutting ····· 373
gas drainage by hydraulic fracturing ····· 375
gas drainage from adjacent seams ····· 248
gas drainage from gobs ····· 14
gas drainage from surrounding rock ····· 412
gas drainage hole ····· 32
gas drainage in mining seam ····· 143
gas drainage pump station ····· 27
gas drainage system ····· 29
gas emission from adjacent coal seams ····· 252
gas emission from coal entry ····· 340
gas emission from gobs ····· 15
gas emission from surrounding rock ····· 413
gas emission in mining seam ····· 145
gas explosion ····· 398
gas flow in coal seams ····· 267
gas forecast map ····· 411
gas monitoring in mine ····· 172
gas of coal seam ····· 262
gas outburst-proof reversing door ····· 51

gas permeability of coal seams ····· 261
gas pressure of coal seams ····· 269
gas source can be drained in a mine ····· 169
gas tightness tester for self— rescuers ····· 455
gas utilization ····· 409
gas zone ····· 407

H

Hartman apparatu for explosion test ····· 94
hazards of noise ····· 433
head loss of mine ventilation ····· 192
heat controlling rock ring sourrounding working ····· 94
heat ejection from condenser ····· 246
heat load of refrigerating station ····· 446
heat sources in mines ····· 176
hermetically sealed electrical apparatus "h" ····· 353
high pressure-lowpressure heat exchanger in mines ····· 233
high-expansion mechanical foam generating equipment ····· 75
humidometer ····· 365
hydraulic flushing in hole ····· 371
hydrogen sulphide of coal mine ····· 322

I

ignition energy of coal dust cloud ····· 293
increased safety electrical apparatus ····· 434
industrial trauma ····· 83
inert foam generator ····· 41
influence factor for coal dust explosion ····· 284
informative signs for coal mine ····· 306
infrared thermometer ····· 96
intrinsically safe electrical apparatus ····· 3
islated duct in mines ····· 233
isolated tube in mines ····· 223
isolation of coal dust explosions ····· 278

J

jet ····· 364

L

labour health standard ····· 243
labour protection ····· 242
labour protection of woman workers ····· 345
labour sanitary inspection ····· 244
lead poisoning ····· 356
local gas accumulation ····· 135
local measures against outburst ····· 52
local ventilation ····· 135
loose blasting for control outburst ····· 53

M

main fan operating point ··· 450
Management Standard of Mine Gas Drainage ····· 197
mask of respirator ····· 100
mass transfer coefficient ····· 36
mathane content of coal seams ····· 265
measurement of coal mine dust ····· 315
measurement of dust concentration ····· 58
measurement of dust particle size distribution ····· 57
measurement of fan's characteristics ····· 385
measurement of free silica content ····· 430
measurement of mine air quantity ····· 155
measurement of mine head loss ····· 194
measurement of mine ventilation ····· 181
measuring instrument for coal mine dust concentration ····· 316
mechanical ventilation ····· 111
mechanism of coal (rock) and gas outburst ····· 258
mercury poisoning ····· 86
metallic framework ····· 130
methane alarm ····· 111
methane circuit breaker ····· 125
methane detector ····· 120
methane drainage efficiency ····· 404
methane transducer ····· 124
mine air ····· 220
mine air conditioning ····· 169
mine air preheating ····· 158
mine disaster control ····· 209
mine fire ····· 162
mine fire control by inert gas ····· 42
mine fire controlling by clay groutting ····· 87
mine fire fighting equipment ····· 203
mine gas ····· 195
mine gas emission ····· 198
mine refrigeration and air conditioning system ····· 211

mine rescue ····· 221
mine rescue team ····· 222
mine respirator ····· 233
mine ventilation ····· 180
mine ventilation diagram ··· 183
mine ventilation network ····· 186
mine ventilation network calculation ····· 187
mine ventilation pattern ··· 182
mine ventilation system ····· 190
miner self rescue system ··· 149
mining electrical apparatus for non-explosive atmospheres ····· 236
monitoring system for gas drainage ····· 404
multi-gas detector ····· 40
multiple—fan systems ····· 382

N

natural ventilation ····· 455
nitrogen dioxide poisoning ····· 44

O

occupational epidemiology ····· 439
occupational frequently encountered deseases ····· 440
occupational poisoning ····· 441
oil immersed electrical apparatus ····· 27
open-circuit type respirators ····· 145
Operation Rules ····· 17
outburst hazard prediction ····· 396
outburst prediction in coal face ····· 84
outburst stopping device ··· 392
oxygen detector ····· 424
oxygen transducer ····· 423

P

personal protecting equipment ····· 82
pneumatic pressure transducer ····· 354
pneumoconiosis ····· 20
pneumoconiosis-tuberculosis ····· 23
pore distribution of coal ··· 297
prediction of mine fires ····· 218
pressure balance for air control ····· 140
pressurized electrical apparatus ····· 438
prevention and control of water hazards in coal mine ····· 328
prevention and extinction of mine fire ····· 153
prevention and extinction of mine fire by anti—oxidation agents ····· 458
prevention and extinction of mine fire by foam ····· 346
prevention and extinction of mine fire by sealing ····· 81
prevention of dust explosion ····· 287
prediction of spontaneous combustion of coal ····· 337
protective seam ····· 1

Q

quality norms of mine ventilation ····· 191

R

reducing dust generation ··· 126
reference gas ····· 12
refrigerating equipment choice ····· 445
refrigeration station ····· 446
refrigeration unit in mines ····· 237
refuge chamber ····· 11
regional measures against outburst ····· 53
rescue communication equipment ····· 133
rescue work by superd-rilling ····· 39
resuscitator ····· 378
reversal ventilation in mines ····· 152
rock and gas outburst ····· 422
rock dust barrier ····· 421
rock dusting , stone dusting ····· 360

S

safety mining coal seam with oil intergrowth ····· 341
safety protection measures against outburst ····· 392
safety test for mine products ····· 329
sand filled electrical apparatus ····· 26
sealed fire-area reopening ····· 106
selection of main ventilator ····· 450
self rescue work for miners ····· 148
self rescuer ····· 454
separate ventilation ····· 56
seriation of safety equipment of driving ····· 137
series ventilation ····· 37
shock blasting ····· 437
sign of coal and gas outburst ····· 342
silicosis ····· 91
size distribution ····· 247
smoke transducer ····· 420

spontaneous combustion of coal ····· 335
spray for dust depression ····· 348
standard for air quantity in coal mines ····· 161
Standard of Fire Prevention and Controlling in Mines ····· 153
standard of fire-area extinction ····· 106
storage for fire-fighting ····· 418
system of auxiliary ventilation ····· 139

T

temperature transducer ····· 413
test apparatus for minumum ignition temperature of coal dust in layers ····· 289
test dust ····· 367
test instrument for respirator ····· 100
the comprehensive method of gas drainage ····· 457
the design for the mine refrigeration and air conditioning system ····· 210
the design of mine ventilation ····· 182
the Godbert-Greenwald furnace ····· 77
the prevention and elimination of mine disaster plan ····· 208
the protection of human body at high temperature rescue work ····· 76
the reginal prediction of coal and methane outburst ····· 394
the selection of mine ventilation system ····· 191
The Standard of Dust Control ····· 56
the test instrument for resuscitator ····· 380
the theory of spontaneous combustion of coal ····· 338
three grades prevention of pneumoconiosis ····· 24
total pressure ventilation ····· 358
triggered barrier ····· 452
triggered barriers of explosion suppression ····· 429
trinitrotoluene poisoning ··· 361
tube bundle monitoring system for spontaneous combustion ····· 367

U

underground fires ····· 215
underground thermal pollution ····· 175

V

vent ejector ····· 390
ventilation control during emergency period ····· 132
ventilation control during mine fires ····· 163
ventilation equipment and installation ····· 388
ventilation method of main fan ····· 451
ventilation resistance of mine ····· 160
ventilation system in coal face ····· 16
verification of measuring instrument for dust concentration ····· 17
vibration disease ····· 436

W

wall-mounted air duct ····· 74
water bag barrier ····· 371
water piping network for fire—fighting ····· 418
water supplying system of mine refrigeration and air conditioning ····· 443
water tub barrier ····· 369
wet air or moist air ····· 366
Working Rules ····· 458
1m³ explosion test vessel ··· 460
20—L explosion test apparatus ····· 461

条目及条目内容主题分析汉语拼音索引

说　　明

一、本索引是全卷条目和条目内容的主题分析汉语拼音索引。索引主题按汉语拼音字母顺序和声调(阴平、阳平、上声、去声)顺序，并辅以汉字笔画、起笔笔形顺序排列。同音时，按汉字笔画由少到多的顺序排列；笔画数相同的按起笔笔形一(横)、丨(竖)、丿(撇)、丶(点)、𠃌(折，包括亅乛乚𠂉等)的顺序排列。第一字相同时，按第二字，余类推。用拉丁字母、希腊字母、阿拉伯数字开头的主题，依次排在汉字索引条的后面。

二、设有条目的主题用黑体字，未设条目的主题用仿宋体字。

三、索引主题之后的阿拉伯数字是主题内容所在的页码，数字之后的小写拉丁字母表示索引内容所在的版面区域。本卷正文的版面区域划分如右图。

a	d
b	e
c	f

A

安全保护器 …… 6a
安全导向灯 …… 246a
安全法规 …… 305f
安全技术措施 …… 243c,306a
安全监察工作步骤 …… 309f
安全检查表法 …… 310b
安全目标管理法 …… 311a
安全人机工程学 …… 242c
安全生产方针 …… 305d
安全系统工程学 …… 242c
安全栅 …… 5f
氨气 …… 221b
按需供气式长管
　呼吸器 …… 146a
奥尔频斯基法 …… 301a

B

巴尔巴拉型岩粉棚 …… 421d
白血病 …… 442d
白元件 …… 120c
百米风阻 …… 195e
百米漏风率 …… 70e
百万吨发火率 …… 217e
百万吨煤死亡率 …… 328c
百万工时伤亡率 …… 328a
半导体湿度计 …… 365e
半封闭式抽放(瓦斯) …… 14e
半流体粘结剂 …… 344e
半面罩 …… 100b
包头大发煤矿瓦斯煤尘
　爆炸事故 …… 330f
包扎 …… 363a
保护层 …… **1a**
保护层开采 …… 2c,53a
保护层与被保护层间的
　有效距离 …… 1e
保护范围 …… 1e
保冷层厚度计算 …… 223e
报废矿井瓦斯抽放 …… 15d
爆风速度传感器 …… 282b
爆风速度计算 …… 282b
爆破抛撒式(抑爆
　喷撒器) …… 430c
爆炸参量传感器 …… 282a
爆炸阀 …… 430d
爆炸粉尘浓度传感器 …… 282c
爆炸剧烈度 …… 283a
爆炸浓度范围与初始
　温度的关系 …… 400b
爆炸浓度范围与初始
　压力的关系 …… 400b
爆炸识别传感器 …… 453f
爆炸温度传感器 …… 282b
爆炸性煤尘 …… 314e
爆炸性气体爆炸界限
　临界点 …… 324b
爆炸性气体环境用电气
　设备标准化技术
　委员会 …… 233a
(爆炸性气体混合物)
　自燃温度 …… 228e
(爆炸性气体)最小

点燃电流 …… 228c
(爆炸性气体)最小
点燃电压 …… 228c
(爆炸性气体)最小
点燃能量 …… 228c
爆炸压力传感器 …… 282a
爆炸指数 …… 282f,283b
杯式风速表 …… 67c
备用主要通风机风道 …… 450a
被保护层 …… 1a
被动式隔爆棚 …… 278e,369b
本安电路接线端子布置 …… 4c
本安输出电源 …… 6e
本安型设备 …… 3d
本煤层瓦斯抽放 …… 143a
本溪湖煤矿瓦斯煤尘
爆炸事故 …… 330e
本质安全电源 …… 6e
本质安全防爆措施 …… 4a
本质安全设备防爆
试验 …… 232b
本质安全型 …… 226e
本质安全型电气设备 …… **3d**
(本质安全型电气设备)
安全程度等级 …… 3f
(苯)急性中毒 …… 7c
(苯)慢性中毒 …… 7f
苯中毒 …… **6f**
(苯)中毒机理 …… 7b
(苯中毒)预防 …… 8c
(苯中毒)诊断 …… 8a
(苯中毒)治疗 …… 8b
泵压喷雾 …… 350d
比表面积 …… 297e
比长式检定管 …… 128a,128d
比孔容 …… 297d
比利时阿格拉二号井煤
与瓦斯突出事故 …… 330c
比利时(震动
爆破)法 …… 438a
比利时马新纳尔矿火灾
事故 …… 330d
比色式检定管 …… 128a
闭合孔隙瓦斯释放说 …… 258e
闭口单回流式风洞 …… 69b
闭口直路式风洞 …… 68f
闭路型呼吸器 …… **8d**,235a
闭路型潜水呼吸器 …… 357d
避难硐室 …… **11f**
边采边抽(瓦斯) …… 144d
边界层 …… 156e
边掘边抽(瓦斯) …… 144c
便携式(甲烷
报警器) …… 111e,112b,113a
便携式送风防尘口罩 …… 48d
变更开采顺序
(降温) …… 154e
变更开拓方式
(降温) …… 154e
变压器放热 …… 179c
变压器试验电压 …… 5c
变压吸附制氮机 …… 203f
变质岩游离二氧化硅
含量 …… 62b
标准混合气 …… 12e
标准粒子 …… 367b
标准气体 …… **12e**
(标准气体)不确定度 …… 13d
(标准气体)纯度 …… 13a
(标准气体)级别 …… 13d
(标准气体)均匀性 …… 13a
(标准气体)浓度 …… 13a
(标准气体)稳定性 …… 13a
(标准气体)性能指标 …… 13a
(标准气体)有效期 …… 13d
(标准气体)制备方法 …… 13d
表面积直径 …… 60c
表面式空气冷却器 …… 236c
冰坎肩 …… 155a
冰冷却上衣 …… 77a
冰冷却头套 …… 77a
并联风路法 …… 142d
并联通风 …… 56e
并联(通风)网络 …… 187b
并联网络风阻特性
曲线的合成 …… 161b
病例对照研究 …… 440a
病例系列研究 …… 440a
波兰(安全监察机构) …… 308f
波兰式岩粉棚 …… 421d
薄片透射显微镜法 …… 297e
补偿式微压计 …… 355f
补偿元件
…… 120c,123d,173c,174d
捕尘措施 …… 287f
不导电粉尘 …… 288e
不可压缩空气三维稳定
流动连续性方程 …… 148c
不良气象条件
(危害) …… 321d
不燃物粉剂对煤尘云
着火能量的影响 …… 286a
不燃物含量(对煤尘
爆炸性的影响) …… 285c
不同煤阶煤孔隙率的
变化 …… 299c
不同煤阶煤吸附瓦斯的
能力 …… 415e
布朗扩散 …… 57b
部级煤矿用产品检验
机构 …… 330a

C

采后灌浆 …… 89c
采掘机械放热 …… 178f
(采空区灌水)防尘
效果 …… 14c
采空区灌水工艺 …… 14b
采空区灌水减少粉尘
产生量 …… **14a**
采空区火灾 …… 216d
采空区瓦斯抽放 …… **14e**
采空区瓦斯涌出 …… 15d
采空区温度传感器 …… 414a
采煤工作面的粉尘
组别 …… 312b
采煤工作面防尘措施 …… 312b
采煤工作面火灾(救护队)
行动原则 …… 209d
采煤工作面上隅角瓦斯
处理 …… 137a
采煤工作面通风方式 …… **16a**
采煤工作面震动爆破 …… 438b
采煤工作面作业规程 …… 459a

采煤机附近积聚瓦斯的
处理 …… 137b
采煤机截割工作参数 …… 127d
采煤机截割机构参数 …… 127b
采煤机内喷雾 …… 127a,350e
采煤机喷雾 …… 350e
采煤机喷雾用水量 …… 350e
采煤机外喷雾 …… 350e
采煤减尘 …… 127a
采前预灌 …… 89c
采区防火门 …… 49c
采样流量标定 …… 18e
采样流量误差标定 …… 18e
采样效率标定 …… 18b
采样效能 …… 18b
残存瓦斯含量 …… 202b,265e
残存瓦斯压力 …… 269b
《操作规程》…… 17c
测尘仪器的标定 …… 17f
测尘仪器的校准 …… 17f
测尘仪器检测校验装置 …… 17f
测尘仪器检定 …… 17e
测风方法 …… 155c
测风站 …… 155f
测量仪表安全措施 …… 436a
测量仪表耐短路电流
能力 …… 436b
测量最小点燃能量的
实验装置 …… 228d
测温法(探测矿内
火灾) …… 219a
测温预报法(圈定
火源) …… 220a
层次分析法(评价矿井
通风系统) …… 191d
层流流动状态 …… 156b
层流摩擦阻力 …… 192d
层流摩擦阻力系数 …… 192d
层内穿层抽放钻孔 …… 250f
层外穿层抽放钻孔 …… 251c
层外顺层抽放钻孔 …… 251c
插接装置 …… 237d
差温探测器 …… 108f
产尘能力 …… 312d
长、短压短抽式
(通风) …… 140c
长抽短抽式(通风) …… 140c
长抽短压式(通风) …… 139f
长管式呼吸
保护器 …… 145e,235a
长管式呼吸保护器
(生理学要求) …… 235c
长时间检定管 …… 128a
长压短抽混合式可控
循环通风 …… 147c
长压短抽式(通风) …… 139f
长轴直径 …… 60c
长钻孔动压多孔注水
系统 …… 274c
常规干粉灭火器 …… 206a
常温绝热直接氧化法
制取甲醛 …… 409e
超前钻孔 …… 18f
(超前)钻孔布置方式 …… 19d
(超前)钻孔长度 …… 19d
(超前)钻孔数量 …… 19d
(超前)钻孔有效影响
半径 …… 19c
(超前)钻孔直径 …… 19d
超声波风速计 …… 68c
超声波式(水幕) …… 350c
超声波旋涡式风速
传感器 …… 66b
超声时差式风速传感器 …… 66c
超显微粉尘 …… 314f
超氧化钾生氧剂 …… 98f
超氧化钠生氧剂 …… 99c
车载式甲烷
报警器 …… 111e,115c
尘肺 …… 20a
(尘肺)并发症 …… 21a
(尘肺)病期构成 …… 25d
尘肺病人劳动能力鉴定 …… 22d
(尘肺)分期标准 …… 20f
尘肺结核 …… 23d
尘肺结核合并率 …… 23e
(尘肺结核)预防 …… 24d
(尘肺结核)诊断 …… 23f
(尘肺结核)治疗 …… 24b
尘肺三级预防 …… 24e
(尘肺)受检率 …… 25c
(尘肺)诊断 …… 20e
(尘肺)治疗 …… 21b
尘源性支气管炎 …… 25e
沉积粉尘 …… 314e
沉积煤尘的爆炸传播 …… 277d
沉积效率 …… 18b
沉积岩游离二氧化硅
含量 …… 62c
成煤过程 …… 264a
成煤过程中气体
生成量 …… 264a
充砂型 …… 226f
充砂型电气设备 …… 26d
充填法封孔 …… 36b
充填孔洞法(排瓦斯) …… 136f
充填置高材料 …… 136f
充油型 …… 226f
充油型电气设备 …… 27c
充油型电气设备防爆
试验 …… 232c
冲洗法(治理沉积
煤尘) …… 288a
抽尘净化 …… 311d
抽出式通风 …… 139d,452a
抽出式通风矿井风流
预热 …… 158f
抽放负压 …… 33e,144b,249f
抽放邻近层瓦斯的极限
间距 …… 249e
抽放瓦斯泵站 …… 27f
抽放瓦斯的可行性 …… 406d
抽放瓦斯可行性报告 …… 406e
抽放瓦斯矿井数 …… 402e
抽放瓦斯量动态 …… 402e
(抽放瓦斯施工)设备
与器材清册 …… 406f
抽放瓦斯施工设计 …… 406f
(抽放瓦斯施工)设计
说明书 …… 406f
(抽放瓦斯系统)安全
防护装置 …… 31c
抽放瓦斯效果与围岩
分带性的关系 …… 249c
(抽放瓦斯)资金预算 …… 407a

抽瓦斯管道系统 …… **29b**
(抽瓦斯)岩巷布置 …… 250f
(抽瓦斯)钻场布置 …… 33f
抽瓦斯钻孔 …… **32e**
(抽瓦斯)钻孔
布置 …… 32f,250f
抽瓦斯钻孔参数 …… 32f,143f
(抽瓦斯)钻孔
长度 …… 33d,144a
(抽瓦斯)钻孔方向 …… 144a
(抽瓦斯)钻孔
间距 …… 33d,144a,249f
(抽瓦斯)钻孔
数量 …… 33d,144a
(抽瓦斯)钻孔
直径 …… 33c,144a,249f
除尘 …… 311f
除尘器吊挂布置 …… 225d
除尘器骑输送机布置 …… 225d
处理各种灾害事故时
救护队的行动原则 …… 131d
触电救治 …… 364c
触发传感器 …… 453e
穿层钻孔预抽
(瓦斯) …… 143e
传感器 …… 115d
传冷 …… 180a
传质系数 …… **36e**
串联风路 …… 186f
串联风路总风压 …… 186f
串联风路总风阻 …… 186f
串联通风 …… **37b**
串联通风网络 …… 186f
串联网络风阻特性
曲线的合成 …… 161a
串联旋风器 …… 319b
创伤性休克救治 …… 363f
垂直U形压差计 …… 355e
磁化水喷雾 …… 352e
磁化水喷嘴 …… 349b
磁控式(喷雾) …… 349f
次大型突出 …… 257c
催化剂型(氯酸盐
生氧剂) …… 99f
催化式(气体检测) …… 173c
催化式(一氧化碳
传感器) …… 426b
催化式甲烷测定器 …… 120c

D

达西定律 …… 268d
(大管状煤尘爆炸性)
鉴定试验 …… 38e
大管状煤尘爆炸性
鉴定装置 …… **38a**
大孔 …… 297c
大同老白洞煤矿煤尘
爆炸事故 …… 331b
大型突出 …… 257c
大直径钻孔救援 …… **39a**
(大直径钻孔救援)
装备 …… 39a
带式输送机放热量 …… 179a
带式输送机
火灾 …… 216e,412c
带式输送机自动灭火
系统 …… 109c
袋式过滤除尘器 …… 224b
单层箱体式吸尘罩 …… 225a
单分散相气溶胶标定法 …… 17f
单管倾斜压差计 …… 355e
单级离心式制冷机组
制冷循环 …… 240a
单角联(通风)网络 …… 187d
单孔流量测定法 …… 262b
单孔注水系统 …… 274c
单旁侧式水槽棚 …… 371a
单人徒手(搬运
伤员)法 …… 363c
单水喷嘴 …… 348e
单水引射器 …… 349a
单位产尘量 …… 312e
单位冷凝热 …… 238e
单项参数法(预测
突出区域) …… 394e
单项指标预测
(突出)法 …… 397a
单一式本质安全型
电气设备 …… 3e
单一调压方式 …… 141f
单指标法(评价矿井
通风系统) …… 191c
担架法 …… 363b
氮防灭火 …… 42d
氮灭火装置 …… 203e
氮气 …… 220e,263e
氮气惰泡发生装置 …… 41c
氮氧化物 …… 221a
导电粉尘 …… 288e
导风板引风法
(排瓦斯) …… 136e
导风筒 …… 69d
导流板 …… **39e**
德国式岩粉棚 …… 421d
灯具安全措施 …… 435f
灯泡与透明罩的最小
间距 …… 436a
等分插值法(编制瓦斯
预测图) …… 411e
等积孔 …… **40a**
等温自由沉没紊流
射流 …… 364e
等效分支 …… 186f
等效分支风量 …… 187c
等效分支风压 …… 187c
等效分支风阻 …… 186f,187b
等效温度 …… 171f
低倍泡沫灭火 …… 346f
低变质煤的散开性
孔结构 …… 299a
低浓度甲烷
传感器 …… 124f,125a
低压开关 …… 237c
低压开关分断能力
最低值 …… 237e
地表疏干 …… 329b
地表水综合治理 …… 329a
地面抽放瓦斯钻孔 …… 251f
地面和井下同时设制冷
站的联合供水系统 …… 444a
地面火灾 …… 152c
地面集中式制冷空调
系统 …… 211e
地面排热 …… 246e

地面制冷站 …… 446c
地面钻孔预抽
（瓦斯） …… 143d
地球化学说 …… 259b
地热预热(风流) …… 159c
地热预热(风流)
系统 …… 159c
地下水(对煤层瓦斯
含量的影响)…… 266b
地下水的探放 …… 329b
地下水的预排疏干 …… 329a
地压说 …… 259a
地应力 …… 259f
地质构造(对煤层瓦斯
含量的影响)…… 266a
地质构造(与突出)的
关系 …… 256d
地质勘探事故 …… 327d
第二类绝对热源 …… 176d
第二类相对热源 …… 176d
点彩红细胞 …… 356f
点火延迟时间 …… 277c
点火源 …… 276d,460f,461d
点火针 …… 94e
点燃试验 …… 27e
电磁阀 …… 430d
电导湿度计 …… 365e
电化学式(二氧化碳
传感器) …… 45f
电化学式(气体
检测)…… 175a
电化学式(一氧化碳
传感器)…… 425f
电化学氧气分析仪 …… 219e
电化学一氧化碳
分析仪 …… 219e
电机车放热 …… 179b
电缆引入(方式) …… 229e
电缆引入装置 …… 229e,237a
(电缆引入装置)机械
强度试验 …… 232a
电缆引入装置夹紧机械
强度试验 …… 231f
电缆引入装置夹紧
试验 …… 231f
(电缆引入装置)夹紧
作用试验 …… 231f
(电缆)引入装置密封
试验 …… 231f
(电缆引入装置)密封
性能试验 …… 232a
电离法(预报矿内
火灾)…… 219b
电力扩散 …… 57e
电流互感器副短路
电流能力 …… 436b
电平直接传输方式 …… 281f
电气防爆标准化 …… 232f
电气隔离结构 …… 4d
电气火灾 …… 216e,412c
电气间隙 …… 4e,434f
电气模拟法(解算矿井
通风网络)…… 188f
电气设备安全系数 …… 3f
电容式(气压传感器) …… 354f
电线引入(方式) …… 229e
电线引入装置 …… 229e
电源变压器 …… 5a
电晕荷电 …… 352d
电子叶轮式风速传感器 …… 65f
电子叶轮式风速计 …… 68a
丁烷灯 …… 107b
顶板冒落事故救护队
行动原则 …… 210c
顶板事故 …… 327b
顶底板抽放瓦斯岩巷 …… 251c
定电位电解式(一氧化碳
检测仪)…… 426f
定电位式氧气检测仪 …… 425d
定量粉尘 …… 78d
定温探测器 …… 108f
定置式(甲烷
报警器)…… 115c
定置型甲烷断电仪 …… 125e
定坐标法(解算矿井
通风网络)…… 188d
动力采样检定管 …… 128a
动态极限电流 …… 436b
动压 …… 157d
动压计算 …… 195c
动压喷雾 …… 350d
动压注水 …… 274c
动压注水系统 …… 274c
动叶偏转装置 …… 450a
动坐标法(解算矿井
通风网络)…… 188f
硐室防火门 …… 49c
硐室火灾 …… 216e
毒物在机体内的代谢
产物含量测定 …… 442f
毒物在机体内的结合
产物含量测定 …… 442f
独立分支 …… 185d
独立回路 …… 185d
独立通风 …… 56e
独立网孔 …… 185d
独头巷道火灾(救护队)
行动原则 …… 209e
短路通风 …… 132e
短时间检定管 …… 128a
短时间接触限值 …… 244d
短轴直径 …… 60c
断风封闭(火区)…… 82b
断续启动风机排放
（瓦斯)法 …… 136d
队列研究 …… 440a
对角分支 …… 187d
对流换热系数 …… 104b
多级粉尘采样器 …… 318a
多角联(通风)网络 …… 187d
多孔注水系统 …… 274c
多目标决策法(评价
矿井通风系统)…… 191c
多指标列举法(评价
矿井通风系统)…… 191c
多种气体检测仪 …… **40d**
惰化法(治理沉积
煤尘)…… 288b
情泡发生装置 …… **41b**
情气防灭火 …… **42b**
情气泡沫防灭火 …… 346f

E

二步法制取甲醛 …… 409e

二次方程求根法
（计算风流热）…… 214b
二级非伤亡事故 …… 327a
二级预防 …… 25c
二期尘肺 …… 21a
（二氧化氮）急性中毒 …… 44c
（二氧化氮）慢性中毒 …… 44e
（二氧化氮）轻度中毒 …… 44c
（二氧化氮）中度中毒 …… 44c
二氧化氮中毒 …… **44a**
（二氧化氮）重度中毒 …… 44d
二氧化硫 …… 221b
二氧化碳 …… 220d,263c
二氧化碳传感器 …… **45b**
二氧化碳防灭火 …… 43e
二氧化碳灭火器 …… **46a**
二氧化碳灭火器械 …… 204f
二氧化碳浓度
测量 …… 107f,122b
二氧化碳吸收剂 …… 97c
二乙烯三胺五乙酸
三钠钙 …… 357a

F

发火三要素 …… 153c
发泡机 …… 346e
发汞 …… 87a
发铅 …… 356f
法国（震动爆破）法 …… 438a
反风 …… 132e
反风道反风 …… 153a
反风风门 …… 389a
反风装置 …… 450a
泛风 …… 220c
防爆标志 …… 227d
防爆标准 …… 233a
防爆标准化组织 …… 232f
防爆参数 …… 227e
防爆合格证 …… 232e
（防爆）机械冲击能量 …… 231b
（防爆）机械冲击试验 …… 231b
（防爆）机械试验 …… 231b
防爆检验 …… 231a
（防爆）检验程序 …… 232c
（防爆）检验机构 …… 232c
防爆井盖 …… 449c
（防爆）连接件扭转
试验 …… 231c
防爆门 …… 449c
（防爆）耐寒试验 …… 231e
（防爆）耐热试验 …… 231e
（防爆）热剧变试验 …… 231e
防爆热稳定试验 …… 231d
防爆试验 …… 232b
（防爆）温度测定 …… 231d
（防爆）温度试验 …… 231d
防爆型式 …… 226d
（防爆）样品试验 …… 232d
（防爆）样品送检 …… 232d
（防爆）自由落体跌落
试验 …… 231c
防潮岩粉棚 …… 421d
防尘安全帽 …… 48f
防尘隔层 …… 127e
防尘口罩 …… **47a**,47e,234c
防尘口罩性能指标 …… 47d
防尘面罩 …… 234c
防尘气流盔 …… 48f
防护措施监督 …… 245d
防护有毒气体呼吸器 …… 234d
防护有害粉尘呼吸器 …… 234d
（防火）隔离带 …… 81e
（防火）隔离带材料 …… 81e
防火门 …… **49b**
防火墙 …… **50a**,81e
防火墙布置 …… 87f
防灭火装备 …… 154a
（防灭火）钻孔布置 …… 87f
防突措施 …… 54e
（防突措施）实施系统 …… 55d
防突措施效果
检验 …… 54f,56b
防突反向风门 …… **51d**,392c
防突局部措施 …… **52d**,56c
防突区域措施 …… **53a**,56c
防突松动爆破 …… **53d**
防突综合措施 …… **54d**
防微粒口罩 …… 47e
防止煤尘爆炸 …… 312d
防止煤尘爆炸传播 …… 312d
防止煤尘爆炸的最小
岩粉量 …… 286c
防止摩擦火花点燃矿井
瓦斯的措施 …… 343e
**《防治煤与瓦斯突出
细则》** …… **55f**
放热系数 …… 104b
放射性烧伤 …… 314a
放水器 …… 30e
非电源荷电 …… 352d
非局部热源 …… 176d
非连续钻割工艺 …… 374d
非人工制冷 …… 169f
非伤亡事故 …… 326f
非实验性职业流行
病学 …… 440a
非特异性噪声病 …… 434a
非突出煤孔隙 …… 299f
非稳定流动 …… 156a
菲克扩散定律 …… 268c
肺感染 …… 21a
肺功能损伤分级 …… 23b
肺结核 …… 21a
肺气肿 …… 21b
肺心病 …… 21b
分布型温度传感器 …… 414a
分离式液压起重器 …… 72d
分离效率 …… 18b
分流元件 …… 5e
分区式水槽棚 …… 369e
分区通风 …… **56e**
分散度 …… 247c
分散式制冷空调系统 …… 212c
分析流行病学 …… 440a
分压法制备标准混合气
装置 …… 12f
分源预测法 …… 200f
（分源预测法）计算
流程 …… 203a
分支 …… 185d
分支风量 …… 186f,187c
分支风压 …… 186f,187b
酚基作用说 …… 338e
粉尘爆炸特性参量检测

影响因素 …… 460e
(粉尘)爆炸危险性
等级 …… 283c,284b,284c
粉尘层最低着火温度
测定 …… 289e
粉尘产生的影响因素 …… 314f
《粉尘防治规范》…… 56f
粉尘分散度测定 …… 57f
粉尘风洞标定 …… 17f
粉尘管理 …… 312d
(粉尘)光学特性 …… 61f
(粉尘)荷电性 …… 61c
(粉尘)化学组分 …… 61f
粉尘检测 …… 57a
粉尘接触限量单位 …… 59f
(粉尘)浸润性 …… 61c
粉尘扩散性…… 57b
粉尘粒度测定方法 …… 58a
粉尘粒度分布
测定 …… 57f,315f
(粉尘粒子)粒径 …… 60e
粉尘浓度测定 …… 58c,315f
(粉尘浓度)测量地点 …… 59b
(粉尘浓度)测量时间 …… 59d
(粉尘)润湿性 …… 61c
粉尘数量浓度 …… 58d
(粉尘)数量浓度测定 …… 59a
粉尘(危害) …… 321b
粉尘卫生标准 …… 59e
(粉尘)吸湿性 …… 61b
粉尘性质 …… 60d
(粉尘)预捕集器 …… 317b
粉尘云爆炸下限浓度
测定 …… 461f
粉尘云爆炸指数
测定 …… 460e,461f
粉尘云最大爆炸压力
测定 …… 460d,461e
粉尘云最大压力上升
速率测定 …… 460d,461e
粉尘云最低点火能量
测定 …… 95b
粉尘云最低着火温度
测定 …… 78b
粉尘质量浓度 …… 58d
(粉尘)质量浓度测定 …… 59a
粉尘最高容许浓度 …… 59f
粉煤带说 …… 258e
粉煤灰浆防灭火 …… 90b
粉煤灰浆制备 …… 90b
风表 …… 66f
风表测风法 …… 155c
风表校正曲线 …… 67a,68f
风窗 …… 389f
风道 …… 185d
风电甲烷(瓦斯)闭锁
装置 …… 62e
(风电甲烷闭锁装置)
布置 …… 62f
(风电甲烷闭锁装置)
工作过程 …… 62f
(风电瓦斯闭锁装置)
布置 …… 62f
(风电瓦斯闭锁装置)
工作过程 …… 62f
风洞 …… 68e
风硐 …… 449a
风机调压气室 …… 141f
风机特性曲线 …… 451c
风冷式(排热) …… 180a
风窗 …… 390a
风量调节 …… 64a
风量计算 …… 195b
风量平衡定律 …… 71e
风流降温 …… 169e
风流控制方式 …… 132d
风流流动形式 …… 156a
风流流动状态 …… 156b
风流内能 …… 157a
(风流)能量方程 …… 157e
风流能量坡线图 …… 185e
风流逆转 …… 163e
风流驱散法
(排瓦斯) …… 136e
风流热计算 …… 214a
风流通过空冷器传递
给载冷剂的热量 …… 445e
风流紊乱形式 …… 163e
风流与井巷围岩间的
换热量 …… 176f
风流中允许的瓦斯
浓度 …… 199f
风门 …… 388c
风墙 …… 389a
风桥 …… 389c
风水喷雾器 …… 348f
风速 …… 171d
风速表 …… 66f
风速传感器 …… 65e
风速计 …… 66f
风速计测风法 …… 155c
风速计校准 …… 68e
风筒 …… 69d
风筒出口风温计算 …… 447f
(风筒)风阻 …… 71b
风筒接岔送风
(排瓦斯)法 …… 136e
风筒接头断开调风排放
(瓦斯)法 …… 136a
(风筒)漏风 …… 69f
(风筒)漏风率 …… 70b
(风筒)摩擦阻力系数 …… 71c
风筒通风压力分布图 …… 185e
风筒性能测定 …… 70a
(风筒)阻力 …… 71b
风网 …… 186e
风网中风流流动规律 …… 71e
风压 …… 157b
风压平衡定律 …… 71f
风障 …… 390a
风障排放(瓦斯)法 …… 137a
风障引风法
(排瓦斯) …… 136e
风阻计算 …… 195d
风阻曲线 …… 160e
风阻特性曲线 …… 160e
风阻特性曲线的合成 …… 160f
封闭采空区抽放
(瓦斯) …… 15b
封闭采空区的瓦斯涌出 …… 15e
封闭法防灭火 …… 81d
(封孔)充填材料 …… 36d
封孔方法 …… 273f
封孔器 …… 36c
封孔器封孔 …… 36b

弗里德利希方程 …… 416b
浮漂式(自动放水器)…… 31a
辐射式(矿井安全环境
集中监测系统)…… 152b
(辐射)遗传效应 …… 314b
辐射致癌 …… 314b
抚顺大山坑透水事故 …… 330e
抚顺胜利矿火灾事故 …… 331d
辅助隔爆棚 …… 278e
辅助矿山救护队 …… 222e,222f
辅助器械 …… **72d**
辅助水槽棚 …… 369e
辅助通风机 …… 111b
辅助岩粉棚设置 …… 422c
辅助用呼吸器 …… 8e
负热源 …… 176c
负压风筒排放
(瓦斯)法 …… 137b
负压通风 …… 139d,157c,452a
负压型空气呼吸器 …… 147a
负压自动放水器 …… 31a
附壁风筒 …… **74a**
附面层 …… 156e
复合防爆型式 …… 226d
复合式本质安全型电气
设备 …… 3e
复合型防爆电气设备 …… 226b
复杂通风网络 …… 186e
复杂通风网络风阻 …… 160e

G

伽伐尼电池式
(氧气检测仪) …… 424f
改变矿井通风系统
(降温) …… 154e
改变通风方式
(降温) …… 154d
改变主要通风机工作
风阻(调节风量)…… 64d
改扩建矿井的通风
设计 …… 182f
干粉灭火器 …… 206a
干粉消焰剂 …… 279b
干卡它度 …… 172c
干球温度 …… 171f,365c
干湿球温度计 …… 365c
干式除尘器 …… 224b
干燥剂 …… 97f
干燥剂制取 …… 98a
干燥巷道围岩的
放热量 …… 177d
干燥巷道围岩的
吸热量 …… 177d
感应荷电 …… 352d
感应式(喷雾) …… 349f
矸石在运输过程中的
放热 …… 178c
刚性风筒 …… 69e
刚性风筒漏风率 …… 70d
**高倍数机械泡沫发生
装置** …… **75a**
高倍数泡沫 …… 75b
高倍数泡沫灭火 …… 346c
高纯气 …… 12e
高低浓度组合式甲烷
传感器 …… 125c
高浓度甲烷
传感器 …… 124f,125c
高铁血红蛋白
血症 …… 361e,442c
高铁血红蛋白血症的
治疗 …… 45a
(高温下救护)安全
工作措施 …… 76d
高温下救护的人体保护 …… **76c**
高压供水设备 …… 374d
高压开关 …… 237c
高压喷雾 …… 351b
高压喷嘴 …… 348f
**哥德伯特—格林沃尔
试验炉** …… **77e**
哥德伯特—格林沃尔
试验炉加热炉 …… 78a
隔爆兼本质安全型
电气设备 …… 3f
隔爆接合面 …… 79e
隔爆结构参数 …… 79e
隔爆结构形式 …… 79e
隔爆棚 …… 278d
隔爆水槽 …… 370a
隔爆水袋 …… 371d
隔爆水幕 …… 278f
隔爆外壳防爆性能试验 …… 81b
隔爆外壳隔爆性能 …… 79c
隔爆外壳隔爆性能试验 …… 81c
隔爆外壳结构 …… 78f
隔爆外壳耐爆性能 …… 78f
(隔爆外壳)强度 …… 79b
隔爆外壳强度试验 …… 81b
隔爆型 …… 226d
隔爆型电气设备 …… **78e**
隔爆型电气设备防爆
试验 …… 232b
隔爆性能 …… 78e
隔绝防火 …… 81d
隔绝防灭火 …… **81c**
隔绝风流 …… 132f
隔绝灭火 …… 81e
隔绝式呼吸保护器 …… 234c
隔离电容器 …… 5f
隔离热源(降温) …… 155a
隔离式自救器 …… 455a
隔离元件 …… 5f
个体防护 …… 312b
个体防护用品 …… **82c**
各类巷道突出统计 …… 257d
工伤事故严重率 …… 328b
工业创伤伤员特征 …… 84b
工业毒理学 …… 242c
工业企业采用新工艺的
卫生监督 …… 245a
工业企业采用新技术的
卫生监督 …… 245a
工业企业基本建设卫生
监督 …… 244f
工业企业技术改造项目的
卫生监督 …… 244f
工业企业生产保护用品的
卫生监督 …… 245a
工业企业生产防护设备的
卫生监督 …… 245a
工业企业生产新化学
物质的卫生监督 …… 245a
工业企业使用新化学

物质的卫生监督 …… 245a
工业试验证 …… 232e
工业外伤 …… **83c**
工业外伤事故调查 …… 84d
工业性外伤预防 …… 84d
(工作面突出)及时
预测 …… 84f
(工作面突出)日常
预测 …… 84f
工作面突出预测 …… **84f**
工作面应急自救器 …… 149d
工作用呼吸器 …… 8e
工作有关疾病 …… 440c
供水动力选择计算 …… 444d
(汞)急性中毒 …… 86c
(汞)慢性中毒 …… 86d
汞中毒 …… **86b**
(汞中毒)实验室检查 …… 86e
(汞中毒)预防 …… 87b
(汞中毒)诊断 …… 86e
(汞中毒)治疗 …… 87b
构造式煤田火灾 …… 339e
构造应力场 …… 259f
构造应力增高带 …… 259f
固定介质灭火器械 …… 205f
固定式喷雾式空气
冷却器 …… 236b
固定式(瓦斯)泵站 …… 28a
固定型(气体爆炸性
判定仪) …… 324e
固态阻化剂 …… 458c
固体绝缘材料 …… 435b
固体泡沫防火 …… 347b
刮板输送机放热量 …… 179a
(关联电气设备)安全
程度等级 …… 3f
管路引排(涌水
放热量) …… 178a
管路引排(涌水
吸热量) …… 178a
惯性冲击器 …… 317f
灌浆防灭火 …… **87c**,162f
灌浆工艺设计 …… 87f
灌浆量 …… 87f
灌浆效果检验 …… 89e
光电法(预报矿内
火灾) …… 219b
光电式(水幕) …… 350b
光电式烟雾传感器 …… 420e
(光电式烟雾传感器)
减光原理 …… 420e
(光电式烟雾传感器)
散光原理 …… 420f
光干涉式(二氧化碳
传感器) …… 45d
光干涉式甲烷测定器 …… 121a
光干涉式甲烷测定器
校准仪 …… **90d**
光干涉式(气体检测) …… 173f
光敏探测器 …… 109b
光散射式粉尘浓度
测量仪 …… 319d
光吸收式粉尘浓度
测量仪 …… 319c
硅肺 …… **91b**,303d
(硅肺)病理改变 …… 91e
硅肺患者劳动能力
(分类) …… 22e
(硅肺)预防 …… 92b
(硅肺)诊断 …… 92a
(硅肺)治疗 …… 92a
硅结节 …… 91e
滚动轴承电机最小
单边气隙 …… 435e
国际标准化组织(可燃
粉尘爆炸危险性)
评价方法 …… 283b
国际电工委员会(粉尘
爆炸危险性)评价
方法 …… 283e
国际防爆标准化组织 …… 233a
国家级煤矿月产品
检验机构 …… 329e
国内瓦斯抽放 …… 402f
国外安全监察机构 …… 308e
国外抽放瓦斯统计 …… 403a
国外煤矿煤与瓦斯突出
统计 …… 255a
国外煤矿重大事故
案例 …… 330c
国外瓦斯抽放 …… 402c
过渡孔 …… 297c
过渡流动状态 …… 156b
过滤式呼吸保护器 …… 234d
过滤式呼吸保护器
(生理学要求) …… 235b
过滤式自救器 …… **92c**,**455a**

H

哈特曼爆炸试验装置 …… **94c**
(哈特曼爆炸试验)装置
标定 …… 95c
(哈特曼爆炸试验装置)
试验方法 …… 95b
哈特曼罐 …… 94e
含湿量 …… 366b
含瓦斯煤的强度 …… 95e
含瓦斯煤的性质 …… 95e
焓—湿图 …… 366e
汉防己甲素 …… 21f
巷道顶板层状瓦斯的
处理 …… 137c
巷道风流法发射高倍
泡沫 …… 347a
巷道火灾 …… 216d
巷道类别(与突出)的
关系 …… 256a
巷道摩擦风阻 …… 193c
(巷道)摩擦阻力定律 …… **193c**
巷道摩擦阻力
系数 …… 193b,195e
巷道调热圈 …… 94a
巷道预抽(瓦斯) …… 143c
荷电水雾 …… 352d
黑元件 …… 120c
亨利方程条件 …… 416b
横断调查 …… 440a
红外分光光度法(测定
游离二氧化硅
含量) …… 431b
红外线二氧化碳分析器 …… 45d
红外线法(预报矿内
火灾) …… 219d
红外线辐射温度计 …… **96c**

红外线气体
分析仪 …… 175b,425f
红外线吸收式(二氧化碳
传感器) …… 45d
红外线吸收式(气体
检测) …… 175a
红外线吸收式(一氧化碳
传感器) …… 425f
红外线吸收式仪器 …… 175c
红外线一氧化碳
分析仪 …… 219e
红外型火焰识别
传感器 …… 453f
洪洞三交河煤矿瓦斯
煤尘爆炸事故 …… 335a
后退式(U形通风
方式) …… 16b
后退式(Z形通风
方式) …… 16f
呼救器 …… 73d
呼吸保护器药剂 …… **97b**
呼吸带 …… 59b
呼吸功能损害分级 …… 23c
呼吸器 …… 234a
呼吸器面具 …… **100a**
呼吸器性能检查仪 …… **100f**
呼吸衰竭 …… 21b
呼吸性粉尘 …… 58d,314f
呼吸性粉尘采样器 …… 316f
呼吸性粉尘采样效能
曲线 …… 58e
呼吸性粉尘质量浓度 …… 316e
呼吸性粉尘质量浓度
测量 …… 59b
滑囊炎 …… **102b**
(滑囊炎)预防 …… 102f
(滑囊炎)诊断 …… 102f
(滑囊炎)治疗 …… 102f
化学惰气 …… 42b
化学泡沫灭火器 …… 207a
化学生氧剂 …… 98f
化学说 …… 259b
化学氧矿工集体
供氧器 …… 150c
化学氧式氧气呼吸器 …… 10b
化学氧自救器
…… **103a**,149d,455a
环境温度(对煤尘
爆炸性的影响) …… 287a
环境压力(对煤尘
爆炸性的影响) …… 287b
环形风洞 …… 69b
环状式(矿井安全环境
集中监测系统) …… 152b
换热系数 …… **104a**
黄泥浆防灭火 …… 87e
黄泥浆灌注 …… 88f
(黄泥浆)机械制备 …… 88c
黄泥浆输送 …… 88e
(黄泥浆)水力制备 …… 88c
黄泥浆制备 …… 88c
黄铁矿作用说 …… 338b
黄土技术性能选择 …… 88b
灰分(对瓦斯吸附量的
影响) …… 416c
灰分与煤尘爆炸下限的
关系 …… 285d,291c
挥发分(对煤尘爆炸
下限)的影响 …… 291a
挥发分(对煤尘爆炸性的
影响) …… 284e
挥发分(同煤尘云着火
温度)的关系 …… 295d
回采工作面进口的
风流参数 …… 446f
回采工作面突出危险性
预测 …… 85f
回采工作面需冷量 …… 446f
回风立井井口防爆
井盖 …… 449e
回风流火灾 …… 217a
回路 …… 185d
回路风量法(解算矿井
通风网络) …… 189c
回转式鼓风机 …… 28f
惠斯登电桥 …… 173c
混合介质灭火器械 …… 207a
混合气体的爆炸上限 …… 399d
混合气体的爆炸下限 …… 399d
混合式抽放(瓦斯) …… 251c
混合式通风 …… 139e
混合重烃气爆炸下限 …… 342a
混凝土风桥 …… 389c
活塞式制冷机组 …… 238f
火成岩游离二氧化硅
含量 …… 62b
火风压 …… **104c**
火工事故 …… 327d
火花点燃试验 …… 6b
火花放电持续时间 …… 293f
(火花)试验装置 …… 6c
(火区)封闭顺序 …… 81f
火区冻结煤量 …… 217f
火区封闭面积 …… 217f
火区复燃 …… **105d**
火区管理 …… **105e**,**154b**
火区管理卡片 …… 106a
火区启封 …… **106b**
(火区启封)安全措施 …… 106d
(火区)启封计划 …… 106d
火区位置关系图 …… 106a
火区熄灭标准 …… **106e**
火区下压煤量 …… 217f
火山瓦斯说 …… 258f
火焰安全灯 …… **107a**
(火焰安全灯)结构 …… 107f
火焰传感器 …… 282b,453f
火焰式甲烷测定器 …… 107b
火药爆破事故 …… 327b
火源点判别 …… 166d
火源圈定 …… 219a,220a
火灾对主要通风机的
影响 …… 168c
火灾防治技术 …… 162f
火灾救灾专家系统 …… 168e
火灾事故 …… 327c
火灾事故救护队行动
原则 …… 209b
火灾事故的自救 …… 148f
火灾事故伤亡率 …… 217e
火灾探测器 …… 108e
火灾影响煤量 …… 218a
火灾预测 …… 162e
火灾预报 …… 162e
火灾自动探测报警灭火

系统 …… **108c**
霍加拉特剂 …… 92f,98b
霍加拉特剂制取 …… 98c

J

机电设备放热 …… 178e
机电事故 …… 327b
机械传感器 …… 454b
(机械泡沫发生装置)
气源 …… 76b
机械式风速表 …… 66f
机械式风速计非线性
误差 …… 67b
机械式(喷雾) …… 349e
机械通风 …… **111a**
机械性外伤救治 …… 363f
机械压入填料封孔 …… 270a
机械制造事故 …… 327d
机载式甲烷报警器 …… 111e
机载型甲烷断电仪 …… 125e
鸡西小恒山煤矿火灾
事故 …… 335c
基本防爆型式 …… 226d
基本建设事故 …… 327d
级联冲击器 …… 318a
极谱电池式氧气
传感器 …… 424b
极谱电池式(氧气
检测仪) …… 425d
极限粒度 …… 268d
急救袋 …… 392b
急性放射病 …… 313e
急性滑囊炎期 …… 102d
急性肾功能衰竭 …… 442d
急性中毒 …… 441e
急性中毒抢救 …… 443a
集气式煤心采取器法 …… 266e
几何当量径 …… 60c
加大供风量(降温) …… 154d
加垫屈肢止血法 …… 362f
加热器预热(风流) …… 158d
加压包扎止血法 …… 362f
甲烷 …… 221c,263b
甲烷报警断电仪 …… 116a
甲烷报警器 …… **111c**
甲烷爆炸三角形 …… 324b
甲烷测定器 …… **120a**
甲烷传感器 …… **124c,119b**
甲烷带 …… 407d
甲烷断电仪 …… **125d**
甲烷断电仪的防爆 …… 126c
甲烷断电仪电源 …… 126c
(甲烷浓度)测量 …… 107c
甲烷热值 …… 263a
甲烷水化物 …… 264f
甲烷遥测仪 …… 152d
假死伤员苏醒 …… 362c
坚固性系数(预测突出
区域) …… 395a
减尘措施 …… 287f
减风调节(风量) …… 64b
减少粉尘产生量 …… **126f**,311f
减压器输出流量的
检查 …… 380e
剪应力说 …… 259a
检测元件 …… 174d
检定管 …… **127f**
碰熔钼蓝比色法(测定
游离二氧化硅
含量) …… 431a
简单通风网络风阻 …… 160e
简易担架 …… 73a
碱金属超氧化物型
自救器 …… 103a
碱粒凝聚红细胞 …… 356f
碱石灰(吸收剂) …… 97c
碱石灰制取 …… 97e
间接测定(煤层瓦斯
含量)法 …… 267d
间接测定(煤层瓦斯
压力)法 …… 269e
间接测算(自然
风压)法 …… 456e
间接灭火法 …… 253f,340b
间隙隔爆机理 …… 79d
健康监护 …… 321f
降尘 …… 311f
降尘措施 …… 287f
降尘效果评价 …… 350f
降低通风阻力措施 …… 194a
降低灾区温度措施 …… 76d
降低主要通风机能力
(调节风量) …… 64d
降阻(调节风量)法 …… 65c
浇封型 …… 227c
浇封型电气设备 …… **129b**
浇封型电气设备结构 …… 129c
浇封元件 …… 4c
胶囊密封液封孔 …… 270d
胶圈封孔 …… 270a
焦磷酸质量法(测定
游离二氧化硅
含量) …… 430f
焦屑 …… 277d
焦渣 …… 277d
角联(通风)网络 …… 187d
角联风网 …… 187d
绞车放热 …… 178f
接线盒 …… 229f
节点 …… 185d
节点风压法(解算矿井
通风网络) …… 189b
节流 …… 30b
节流过程 …… 238e
捷克斯洛伐克煤矿
外因火灾事故 …… 330d
截齿 …… 127b
截齿切削厚度 …… 127d
解毒 …… 443b
解方程法(确定通风机
工况点) …… 451c
解吸 …… 415c
解吸法 …… 266f
解析法求解(风流与井巷
围岩热交换量) …… 177a
解析法(求解通风巷道
经济断面) …… 390e
(金属)骨架施工 …… 130c
金属挡栏 …… 394a
金属骨架 …… **130a**
金属骨架布置 …… 130b
金属丝催化元件 …… 120d
进风井口附近建筑物
火灾的(救护队)

行动原则 …… 209c
进风流火灾 …… 216f
进回风井筒火灾的
（救护队）行动原则 …… 209c
进行性大块纤维化 …… 304a
经常性劳动卫生监督 …… 245c
（经常性劳动卫生）
监督程序 …… 245e
经验性预测
（突出）法 …… 397a
井底车场常设救护
装备 …… 151b
井底车场火灾（救护队）
行动原则 …… 209c
井工开采职业危害 …… 321b
井巷风阻 …… 160d,193f
井巷局部风阻的降低 …… 161d
井巷摩擦风阻的降低 …… 161c
井巷围岩放热 …… 176f
井巷围岩吸热 …… 176f
井巷围岩岩温 …… 94b
井上火灾 …… 162c
井上下结合疏干 …… 329b
井下避难硐室 …… 392b
井下避难所 …… 392b
井下点燃煤尘云的高温
热源 …… 288d
井下硐室火灾（救护队）
行动原则 …… 209d
井下火灾 …… 162d
井下急救站装备 …… 364c
井下集中式制冷空调
系统 …… 211f
井下冷却塔喷淋系统 …… 247a
井下冷水供给方式 …… 444a
井下排热 …… 246e
井下疏干 …… 329b
井下竖直形冷却塔 …… 246f
井下涌水放热 …… 178a
井下涌水吸热 …… 178a
井下有机物质氧化
放热 …… 178e
井下制冷站 …… 446d
径向出风式（附壁
风筒） …… 74c
静压 …… 157b
静压喷雾 …… 349d
静压注水 …… 274c
静压注水系统 …… 274c
救护担架 …… 73a
（救护队）队员的
职责 …… 130f
救护队灾区行动原则 …… 131d
救护队战斗行动准则 …… 130d
（救护队）指挥员的
职责 …… 131f
救护工作时间 …… 77d
救护用汽车 …… 131e
救护用千斤顶 …… 72d
救灾电话 …… 133f
救灾期间风流控制 …… 132b
救灾通信装备 …… 133b,134c
局部潮湿巷道壁面
放热量 …… 177f
局部反风 …… 152f
局部风量调节 …… 65c
局部风阻 …… 193f
局部火风压 …… 104d
局部火风压计算 …… 104e
局部火风压控制 …… 105b
局部均压 …… 140f,142d
局部漏风 …… 170c
局部能量损失 …… 193d
局部热源 …… 176d
局部通风 …… 135b
局部通风动力设备 …… 138d
局部通风机 …… 111b,138e
局部通风机通风 …… 135d
局部通风机性能测定 …… 387f
局部通风设备通风 …… 138d
局部瓦斯积聚 …… 135e
局部振动病 …… 436e
局部阻力 …… 193c
局部阻力系数 …… 193f
卷缠药液（封孔）法 …… 36d
卷扬煤尘的最小动力 …… 277e
绝对静压 …… 157b
绝对热源 …… 176d
绝对湿度 …… 171c,365b
绝对瓦斯涌出量 …… 198e
绝缘件 …… 230c
绝缘绕组 …… 435c
掘进安全技术装备
系列化 …… 137d
掘进工作面高压喷雾 …… 351d
掘进工作面可控循环
通风 …… 147c
掘进工作面热计算 …… 215a
掘进工作面需冷量 …… 447f
掘进工作面作业规程 …… 459d
掘进机掘进巷道防尘
措施 …… 313a
掘进机喷雾 …… 350f
掘进减尘 …… 126f
掘进通风 …… 138a
掘进通风方法 …… 138d
掘进通风方式 …… 139a
掘进巷道预排瓦斯等值
宽度 …… 202a
均压方法 …… 142b
均压方式 …… 141f
均压防灭火 …… 140d
均压类型 …… 140f

K

卡它度 …… 172c
（开采保护层）防突机理 …… 1c
开采层瓦斯抽放 …… 143a
开采层瓦斯抽放率 …… 405d
开采层瓦斯涌出 …… 145a
开采深度与相对瓦斯
涌出量比例常数 …… 209b
开采式煤田火灾 …… 339f
开尔文方程 …… 298d
开盖时间 …… 229e
开关（防爆要求） …… 230f
开路型呼吸器 …… 145d,235a
开路型潜水呼吸器 …… 357d
开门时间 …… 229e
开式风洞 …… 69c
开停风机法（测算自然
风压） …… 456e
康达风筒 …… 74b
苛性钠吸收剂 …… 97c

可见粉尘 …… 314f
可控循环通风 …… 147b
可燃气体的爆炸浓度
范围 …… 399b
可燃性粉尘爆炸危险性
分级标准 …… 283f
可燃性粉尘爆炸危险性
评价 …… 283f
克雷伦法 …… 300e,337b
克矽平 …… 21d
空盒气压计 …… 355c
空间加热器 …… 231a
空冷器产冷量
计算 …… 447e,448a
空冷器出口风温
计算 …… 447c,448a
空冷器最佳距离 …… 212f
(空气)饱和度 …… 171c
空气动力直径 …… 61a
空气分离设备 …… 203e
空气呼吸器 …… 147a
空气冷却器 …… 235e
空气流动连续性
方程 …… 148a
空气密度测定 …… 386e
空气密度计算 …… 195b
(空气)膨胀放热 …… 176d
空气三维流动连续方程 … 148b
(空气)湿度 …… 171c
(空气)温度 …… 171b
空气压缩机 …… 353f
空气自身压缩放热 …… 176d
孔板流量计 …… 25f
(孔)表面积 …… 297d
孔体积 …… 297d
孔隙分类 …… 297c
孔隙率 …… 297d
控氧窒息法 …… 153c
控制粉尘扩散 …… 311c
控制器(防爆要求) …… 230f
口对口吹气法 …… 362d
口具鼻夹 …… 100a
快动阀门 …… 430c
矿尘 …… 221c,314c
矿尘作业工人医疗预防
措施实施办法 …… 22e
矿二第1级生命保障
自救系统 …… 149d
矿工第2级生命保障
自救系统 …… 149e
矿二第3级生命保障
自救系统 …… 151b
矿工集体供氧装置 …… 149e
矿工三级生命保障
系统 …… 149b
矿工自救 …… 148d
矿工自救系统 …… 149b
矿井安全环境集中
监测 …… 151c
矿井安全环境集中
监测系统 …… 151e
(矿井安全环境集中监测
系统)传输技术 …… 152c
矿井反风 …… 152f
矿井防火门 …… 49b
矿井防灭火方法 …… 153b
《矿井防灭火规范》 …… 153f
矿井非人工制冷空调 …… 154c
矿井风量测量 …… 155b
矿井风流流动特性 …… 155f
矿井风流能量 …… 157a
矿井风流预热 …… 158d,169e
矿井风阻 …… 160d
矿井风阻的降低 …… 161c
矿井供风标准 …… 161d
矿井火灾 …… 162b
矿井火灾时期风流
控制 …… 163c
(矿井)火灾时期风流
调度方法 …… 163d
(矿井)火灾时期风流
控制方法 …… 163d
矿井集中式制冷空调
系统 …… 211e
矿井降温 …… 169f
矿井可抽瓦斯量 …… 169b
矿井空调 …… 169d
矿井空气检测 …… 172f,221d
矿井空气降温 …… 172d
矿井空气预热 …… 172d
矿井空气中硫化氢的
最大允许浓度 …… 323b
矿井漏风 …… 170a
矿井漏风率 …… 170c
矿井内部漏风率 …… 170d
矿井气候条件 …… 171a
矿井气候条件指标 …… 171e
矿井气体检测 …… 172f
(矿井气体)就地检测 …… 173a
(矿井气体)实验室
检测 …… 173a
矿井热害 …… 175f
矿井热应力条件的影响
因素 …… 176b
矿井热源 …… 176c
矿井人工制冷空调 …… 179e
矿井水的堵截 …… 329b
矿井水的隔离 …… 329b
矿井通风 …… 180b
矿井通风测量 …… 181e
矿井通风方式 …… 182b
矿井通风费用 …… 182f
(矿井通风)摩擦阻力 …… 192c
矿井通风设计 …… 182b
矿井通风图 …… 183b
矿井通风网络 …… 186c
矿井通风网络解算 …… 187f
(矿井通风网络解算)
数学模型 …… 188b
矿井通风系统 …… 190d
矿井通风系统选择 …… 191a
(矿井通风)沿程阻力 …… 192c
矿井通风质量标准 …… 191f
矿井通风总阻力 …… 182d
矿井通风阻力 …… 192b
矿井通风阻力测定 …… 194b
(矿井通风阻力)测定
可靠性检查 …… 195e
矿井瓦斯 …… 195f
《矿井瓦斯抽放管理
规范》 …… 197e
矿井瓦斯平衡 …… 199d
矿井瓦斯涌出 …… 198d
矿井瓦斯涌出量预测 …… 199f
矿井外部漏风率 …… 170c

矿井消防器材配置 …… **203a**
矿井消防器械 …… **203c**
矿井有害气体最高容许
浓度 …… 196c
矿井有效风量率 …… 170e
矿井灾害预防和处理
计划 …… **208c**
矿井灾害治理 …… **209a**
矿井制冷 …… 169f,179e
(矿井制冷空调)供水
管道直径计算 …… 444b
矿井制冷空调供水
系统水力计算 …… 444b
(矿井制冷空调)管道的
流体阻力计算 …… 444c
矿井制冷空调设计 …… **210f**
矿井制冷空调系统 …… **211a**
矿井总风量分配 …… 182d
矿井总风量计算 …… 182d
矿井总风量调节 …… 64b
矿井总风阻 …… 160e
矿内大气成分分析仪 …… 219d
矿内风流热状况预测 …… **213a**
矿内火灾 …… **215e**,162d
矿内火灾伴生现象 …… 217a
矿内火灾防治 …… **218b**
矿内火灾危害统计分析
指标 …… 217d
矿内火灾预报 …… **218f**,162f
(矿内火灾)预防 …… 218c
矿内空气 …… **220c**
(矿内空气)安全质量
标准 …… 221d
矿内劳动气候条件
标准 …… 172c
(矿内)灭火 …… 218d
矿山多用液压起重器 …… 72d
矿山工程救险化验车 …… 132a
(矿山工伤事故)分类 …… 83e
矿山救护 …… **221e**
(矿山救护)叉车 …… 132b
矿山救护车 …… 131f
矿山救护大队 …… 222d
矿山救护队 …… **222b**
(矿山救护队)管理 …… 222f
(矿山救护队)技术
装备 …… 223a
(矿山救护队)设施 …… 223b
矿山救护小队 …… 222e
(矿山救护)油罐车 …… 132b
矿山救护支队 …… 222d
(矿山救护)指挥车 …… 132a
矿山救护中队 …… 222d
(矿山救护)装备车 …… 132b
矿山救护总队 …… 222c
矿山统计法 …… 200a
矿用保冷材料 …… 223e
矿用保冷管道 …… **223e**
矿用除尘器 …… **224a**
(矿用除尘器)工艺
条件 …… 224d
矿用防爆电气设备 …… **226a**
矿用高低压换热器 …… **233c**
矿用隔热风筒 …… **233e**
矿用呼吸保护器 …… **233f**
矿用呼吸保护器分类 …… 234a
(矿用呼吸保护器)
生理学要求 …… 235b
(矿用呼吸保护器)战术
技术要求 …… 235c
矿用空气冷却器 …… **235e**
矿用一般型电气设备 …… **236e**
矿用一般型电气设备
标志 …… 236e
矿用制冷机组 …… **237f**
矿用制冷装置 …… 237f
扩散器 …… 449b
扩散器扩大度 …… 449c
扩散塔 …… 449b
扩散通风 …… **241d**

L

朗格缪尔方程条件 …… 415f
劳动安全工程学 …… 242c
劳动保护 …… **242a**
劳动保护措施 …… 243c
劳动保护法规 …… 242f
劳动保护法学 …… 242e
劳动保护监察 …… 243a
劳动保护教育学 …… 242e
劳动保护经济学 …… 242e
劳动保护科学 …… 242c
劳动保护科学研究 …… 243c
劳动保护社会学 …… 242e
劳动防护用品 …… 82c
(劳动防护用品)选用 …… 82d
劳动生理学 …… 242d
劳动卫生标准 …… **243d**
劳动卫生标准制定
依据 …… 243e
劳动卫生工程学 …… 242c
劳动卫生管理 …… 245c
劳动卫生监督 …… 244d
乐山键为东风矿
透水事故 …… 335b
雷诺数 …… 156c,192d
肋管空气冷却器 …… 236d
冷光管 …… **246a**
冷凝过程 …… 238e
冷凝热的处理 …… **246d**
冷凝热预热(风流) …… 159f
冷凝热预热(风流)
系统 …… 159f
冷却服 …… 76f,154f
冷却降温法 …… 153d
冷却水循环系统 …… 211d
离心式鼓风机 …… 28e
离心式制冷机组 …… 239f
离心式制冷机组制冷量的
调节 …… 240a
离子式烟雾传感器 …… 420d
理研 …… 123a
立式喷雾式空气
冷却器 …… 236b
利用冰块降温 …… 155a
利用地下水降温 …… 155a
(粒度)标准分布 …… 247f
(粒度)对数正态分布 …… 248b
粒度分布 …… **247c**
(粒度)高斯分布 …… 247f
(粒度)积累分布 …… 247f
(粒度)罗逊—拉母勒
分布 …… 248c
(粒度)正态分布 …… 247f

(粒度)Rosin－Rammler
分布 …… 248c
粒子扩散系数 …… 57c
连接件 …… 229f
连通管调压气室 …… 141f
连续分布漏风 …… 170c
连续喷雾撒水(法) …… 288b
连续钻割工艺 …… 374a
联动式(喷雾) …… 349e
联合灭火法 …… 218e
联合式(喷雾) …… 349e
联合式制冷空调系统 …… 212c
两点同时测定(通风
阻力)法 …… 195a
裂缝喷出 …… 410f
裂隙喷出 …… 410f
邻近层瓦斯抽放 …… 248e
邻近层瓦斯抽放率 …… 405e
邻近层瓦斯涌出 …… 252a
(邻近层瓦斯)涌出量
计算 …… 252f
邻近层瓦斯涌出影响
因素 …… 252c
邻近层卸压范围 …… 249d
临时避难硐室 …… 12b
临时防火墙 …… 50a
临时风墙 …… 389a
临时固定骨折 …… 363a
磷酸铵盐干粉 …… 206d
磷酸哌嗪 …… 21d
磷酸羟基哌嗪 …… 21e
零气 …… 12e
刘伊斯关系式 …… 36f
硫化氢 …… 221a,263f
硫化氢危害防治 …… 323b
硫化氢中毒的急救 …… 323c
(硫化氢中毒)人体
反应 …… 322b
漏风检测 …… 170f
漏风控制 …… 170f
露天开采职业危害 …… 321e
露天矿火灾防治 …… 253d
炉法生产炭黑 …… 409d
炉烟防灭火 …… 43e
卤代烷灭火器械 …… 205f
卤代烷消焰剂 …… 279c
滤膜采样测尘装置 …… 316d
铝制剂 …… 21f
氯酸盐生氧剂 …… 99e
氯酸盐氧烛型自救器 …… 103e
螺杆式制冷机组 …… 239a
螺杆式制冷压缩机的
能量调节 …… 239b
螺旋出风式(附壁
风筒) …… 74d
裸管空气冷却器 …… 236d

M

埋管抽放(瓦斯)法 …… 14f
埋管法(灌浆) …… 89b
慢性放射病 …… 313f
慢性肾脏损害 …… 442d
慢性萎缩退化性
滑囊炎期 …… 102d
慢性增殖性滑囊炎期 …… 102e
慢性支气管炎 …… 21b
慢性中毒 …… 441e
慢性中毒治疗 …… 443b
盲巷瓦斯排放 …… 135e
毛发湿度计 …… 365c
锚喷支护减尘 …… 127e
冒顶挤压伤救治 …… 364b
冒顶事故的自救 …… 149a
冒落孔洞瓦斯处置 …… 136e
帽灯式甲烷报警器 …… 112e
煤安标志 …… 325e
煤壁瓦斯涌出量 …… 341b
煤层垂向各(瓦斯)
带气体组分 …… 407b
煤层单位吸水量 …… 275b
煤层赋存条件(对煤层
瓦斯含量的影响) …… 265f
煤层气体检测 …… 173a
煤层渗透系数与煤的
挥发分的关系 …… 275d
煤层透气系数计算
公式 …… 262b
煤层透气性 …… 261f
煤层透气性测定 …… 262a
(煤层透气性)传统
测定法 …… 262a
煤层透气性系数 …… 261f
煤层透水性与煤的原生
裂隙的关系 …… 274f
煤层突出危险性预测 …… 56b
煤层瓦斯 …… 262f
煤层瓦斯抽放难易
程度 …… 405e
煤层瓦斯的物理化学
性质 …… 265a
(煤层瓦斯)分带 …… 407d
煤层瓦斯含量 …… 265c
(煤层瓦斯含量)测定
方法 …… 266c
(煤层瓦斯含量)突出
危险临界值 …… 396f
(煤层瓦斯含量)影响
因素 …… 265e
煤层瓦斯流动 …… 267f
煤层瓦斯流动状态 …… 268e
煤层瓦斯压力 …… 269a
煤层瓦斯压力(预测
突出区域) …… 395a
煤层瓦斯压力突出危险
临界值 …… 396f
煤层瓦斯组分 …… 263b
煤层中游离瓦斯量 …… 431f
煤层注水 …… 53b
(煤层)注水参数 …… 272d
(煤层)注水方法 …… 274c
(煤层)注水方式 …… 272a
(煤层)注水工艺 …… 273c
**煤层注水减少粉尘
产尘量 …… 271c**
(煤层注水)钻孔施工 …… 273c
煤层自然发火期 …… 337f
煤尘 …… 314e
煤尘爆炸 …… 277a
煤尘爆燃 …… 276f
煤尘爆炸 …… 275f
(煤尘)爆炸标志 …… 277d
煤尘爆炸感应期 …… 277c
煤尘爆炸隔绝 …… 278c
煤尘爆炸过程的表现

形式 …… 276f
煤尘爆炸上限 …… 290b,292e
煤尘爆炸上限浓度 …… 290b
煤尘爆炸试验巷道 …… 279e
煤尘爆炸特性 …… 282c
煤尘爆炸下限 …… 290b,290c
煤尘爆炸下限的理论
计算 …… 292c
煤尘爆炸下限浓度 …… 290b
煤尘爆炸下限试验值 …… 290d
(煤尘)爆炸相对危险
等级 …… 283a
煤尘爆炸性 …… 276b
煤尘爆炸性判定指标 …… 276c
煤尘爆炸影响因素 …… 284d
(煤尘爆炸)与瓦斯
爆炸的区别 …… 277f
煤尘爆炸预防 …… 287e
煤尘爆炸最适粒径 …… 286d
煤尘爆炸最适浓度 …… 290b
煤尘层电阻率测定 …… 289a
煤尘层电阻率测定
装置 …… 288e
(煤尘层)热自燃 …… 296e
煤尘层着火温度 …… 296e
(煤尘层着火温度)
测定方法 …… 296f
(煤尘层)自然发火 …… 296e
煤尘层最低着火温度
试验装置 …… 289b
煤尘粒径(对煤尘爆炸
下限)的影响 …… 290e
煤尘粒径(对煤尘
爆炸性的影响) …… 286d
煤尘粒径(同煤尘云
着火温度)的关系 …… 295c
煤尘浓度(同煤尘云
着火温度)的关系 …… 295c
煤尘燃烧 …… 276f
煤尘云 …… 276b
煤尘云爆炸浓度 …… 290b
煤尘云着火能量 …… 293e
煤尘云着火温度 …… 295b
(煤尘云着火温度)
测量方法 …… 295e
(煤尘云着火温度)理论
计算 …… 295f
煤尘云最小着火
能量 …… 293e,294f
煤尘着火温度 …… 295a
煤尘自身性质(对煤尘
爆炸性的影响) …… 284e
煤的坚固性系数(预测
突出区域) …… 394f
煤的孔隙 …… 297b
煤的孔隙分布 …… 298d
煤的孔隙(与煤层
透水性的关系) …… 275c
煤的破坏类型(预测
突出区域) …… 395a
煤的视密度 …… 297d
煤的吸附变形 …… 95f
煤的真密度 …… 297d
煤的自燃倾向性 …… 300c
煤的自燃倾向性分级
…… 301c,301f,302e,303a
煤的自燃倾向性鉴定
方法 …… 300e
煤肺 …… 303d
煤工尘肺 …… 303c
(煤工尘肺)病理改变 …… 303e
(煤工尘肺)预防 …… 304d
(煤工尘肺)治疗 …… 304c
(煤工尘肺)X 射线
表现 …… 304a
煤硅肺 …… 303e
煤巷掘进震动爆破 …… 438a
煤巷突出危险性预测 …… 85d
煤巷瓦斯涌出 …… 340c
煤巷瓦斯涌出量 …… 340f
煤阶(对吸附瓦斯量的
影响) …… 415c
煤结构(与突出)的
关系 …… 256c,260c
(煤孔)测定方法 …… 297e
煤矿安全 …… 304e
煤矿安全标志牌 …… 306c
煤矿安全法规 …… 306f
煤矿安全管理 …… 305d
《煤矿安全规程》 …… 307b
煤矿安全监察 …… 308e
煤矿安全系统工程 …… 310a
煤矿尘肺 …… 303c
煤矿尘害防治 …… 315c
煤矿除尘 …… 311c
煤矿防尘 …… 311d
煤矿放射性危害 …… 313d
煤矿粉尘 …… 314c
(煤矿粉尘)类别 …… 314e
煤矿粉尘检测 …… 315d
煤矿粉尘浓度测定仪 …… 316a
煤矿工业外伤 …… 84a
煤矿降尘 …… 320c
煤矿劳动卫生 …… 320f
煤矿劳动卫生学调查 …… 321e
(煤矿劳动卫生学)
事故调查 …… 321f
(煤矿劳动卫生学)
一般调查 …… 321e
(煤矿劳动卫生学)
专题调查 …… 321e
煤矿硫化氢 …… 322d
煤矿气体爆炸性
判定仪 …… 323e
煤矿器材安全标志
认证制度 …… 325e
煤矿事故 …… 326b
煤矿事故死亡率 …… 305a
煤矿水灾防治 …… 328f
煤矿用产品的安全
检验 …… 329c
煤矿用情气 …… 42b
煤矿职业危害 …… 321b
煤矿职业危害控制 …… 321f
煤矿重大事故案例 …… 330c
煤力学性质(对煤与
瓦斯突出的影响) …… 260c
煤破碎所需能量 …… 261d
煤气发生率 …… 264d
煤水气导流装置 …… 374f
煤炭生产事故 …… 327d
煤炭在运输过程中的
放热 …… 178c
煤炭着火温度 …… 337b
煤炭自然发火 …… 335c

(煤炭自然发火)标志
气体 …… 336c
煤炭自然发火的
(影响)因素 …… 336d
煤炭自然发火过程图 …… 336a
(煤炭自然发火)内在
因素 …… 336d
煤炭自然发火外部
征兆 …… 337c
(煤炭自然发火)外在
因素 …… 336d
煤炭自然发火危险
程度 …… 336f
煤炭自然发火危险程度
预测 …… 337d
煤炭自然发火预测 …… 162f
煤炭自燃 …… 335d
(煤炭自燃)潜伏期 …… 335f
(煤炭自燃)燃烧期 …… 336c
(煤炭)自燃三阶段 …… 335f
(煤炭)自燃条件 …… 335f
煤炭自燃学说 …… 338b
(煤炭自燃)自热期 …… 336b
煤田火灾 …… 339c
煤(岩)与瓦斯突出 …… 254a
煤(岩)与瓦斯突出
分类 …… 257b
煤(岩)与瓦斯突出
规律 …… 255d
煤(岩)与瓦斯突出
机理 …… 258c
煤氧复合作用说 …… 338e
煤样人工模拟实验的
煤气发生率 …… 264a
煤油伴生煤层的安全
开采 …… 341d
煤与瓦斯突出事故
救护队行动原则 …… 210a
煤与瓦斯突出事故的
自救 …… 148f
煤与瓦斯突出预兆 …… 342c
煤中瓦斯 …… 260b
煤中瓦斯赋存状态 …… 264c
煤柱火灾 …… 216e
煤柱影响区 …… 3b
美国(安全监察
机构)…… 309a
美国矿业局(煤尘)爆炸
指数评价法 …… 282e
弥漫性肺间质纤维化 …… 91e
密闭 …… 50a,389a
密闭巷道瓦斯排放 …… 136d
密闭火区气体检测 …… 172f
密闭墙 …… 50a
密闭式煤心采取器法 …… 266d
密度法(测煤孔) …… 297e
面积体积直径 …… 60c
描述流行病学 …… 440a
灭火干粉 …… 206d
灭火救灾 …… 154b
灭火炮 …… 206a
灭火手雷 …… 206a
敏感元件
…… 120c,123c,173c,174c
模糊综合评判法(评价
矿井通风系统)…… 191d
模拟式(甲烷报警器) …… 119c
膜分离制氮机 …… 203f
膜盒式(气压传感器) …… 354e
膜片式(气压传感器) …… 354e
摩擦火花 …… 342f
摩擦火花点燃能力的
影响因素 …… 343a
摩擦火花引爆试验 …… 232b
莫迪图 …… 192e
木支护火灾 …… 216e
木制风桥 …… 389c

N

内部漏风 …… 170c
内因火灾 …… 344a
钠起动药块 …… 99d
耐爆防火墙 …… 51a
耐潮性能 …… 236f
能量说 …… 259c
泥浆搅拌池 …… 88c
涵水救治 …… 364b
粘焦 …… 277d
粘结法 …… 344c
(粘结法)防爆机理 …… 344e
粘结糊 …… 344e
粘结剂 …… 344e
粘结剂有效时间 …… 344f
尿粪卟啉 …… 356e
尿汞 …… 86e
尿铅 …… 356e
尿 δ—ALA …… 356f
牛顿法(解算矿井通风
网络)…… 189d
女工劳动保护 …… 345a

O

偶合变压器 …… 5d

P

爬电距离 …… 4e,435a
排毒 …… 443b
排风扩散器 …… 449c
排气过程 …… 239f
旁侧支路风向变化
条件 …… 164e
炮采工作面减尘 …… 127a
泡沫 …… 346a
泡沫发射器 …… 76b
泡沫防灭火 …… 346a
泡沫降尘 …… 347e,320c
泡沫降尘系统 …… 347f
泡沫降尘效果的影响
因素 …… 348a
泡沫凝胶防火 …… 347c
泡沫种类 …… 346b
喷尘气流素流度 …… 460f
喷淋式空气冷却器 …… 235e
喷洒碱性溶液(防治
煤矿硫化氢)…… 323c
喷射荷电 …… 352d
喷雾降尘 …… 348c,320c
喷雾器 …… 348e
喷雾式空气
冷却器 …… 235e,236a
喷嘴 …… 204f,348e
棚区长度 …… 370c

皮托管(测风)法 …… 155c
平顶山五矿瓦斯煤尘
爆炸事故 …… 335a
平衡气 …… 12e
平均密度法(测算自然
风压) …… 456e
破坏区说 …… 259e
普氏落锤法(预测突出
区域) …… 395a
普氏硬度系数(预测
突出区域) …… 395a
普通反向风门 …… 51f
普通喷嘴 …… 348e
普通扫描显微镜法 …… 297e

Q

气氮防灭火 …… 42f
气氮灭火(装置) …… 203e
气动肺充气安全阀动作
压力检查 …… 380f
气动肺充气压力检查 …… 380e
气动肺抽气安全阀
动作压力检查 …… 380f
气动肺抽气压力检查 …… 380e
气动控制自动苏生器 …… 378f
气动逻辑元件控制的
启动苏生器 …… 379f
气缆 …… 368b
气密型 …… 227c
气密型电气设备 …… 353a
气敏半导体式
(检测) …… 175d
(气体)爆炸
三角形 …… 323f,400c
气体充填泵 …… 353e
气体分析法(预报
矿内火灾) …… 219d
气体分析判别(火区
熄灭)法 …… 106f
气体分析仪器 …… 368e
气体化验车 …… 132a
气体换算系数 …… 122c
气体检测管 …… 127f
气体检测管式
(检测) …… 175e
气体介质灭火器械 …… 203d
气体取样控制装置 …… 368d
气象色谱仪 …… 219e
气压传感器 …… 354c
气压计 …… 355a
气压计法(测定通风
阻力) …… 194f
气压计法(通风阻力)
计算 …… 195c
汽化器 …… 204e
千人负伤率 …… 327f
铅中毒 …… 356b
(铅中毒)对症疗法 …… 357a
(铅中毒)预防 …… 357a
(铅中毒)诊断 …… 356d
(铅中毒)治疗 …… 356f
前进式(U形通风
方式) …… 16b
前进式(Z形通风
方式) …… 16f
潜水呼吸器 …… 357d
强度劳动(危害) …… 321d
强化抽放
(瓦斯) …… 144e,403c
强火源 …… 400f
强制风流法(发射高倍
泡沫) …… 346e
亲水性粉尘 …… 61c
氢气 …… 221c,263e
氢气爆炸三角形 …… 324d
氢气浓度测定 …… 122b
氢氧化锂(吸收剂) …… 97f
氢氧化钠(吸收剂) …… 97c
轻伤 …… 326e
轻伤事故 …… 326f
轻伤员(处置) …… 362c
倾出 …… 257e
倾斜U形压差计 …… 355e
倾斜巷道火灾(救护队)
行动原则 …… 209d
清扫法(治理沉积
煤尘) …… 288a
区域防火门 …… 49c
区域均压 …… 140f,142b
区域可控循环通风 …… 147d
区域性防治突出措施 …… 56c
驱汞试验 …… 87a
驱铅疗法 …… 357a
趋势分析法(编制瓦斯
预测图) …… 412a
取样管 …… 368b
全尘 …… 314f
全风压通风 … 358d,135b,138d
全封闭式抽放(瓦斯) …… 15b
全干壁温下围岩
放热量 …… 177c
全干壁温下围岩
吸热量 …… 177c
全国防爆电气设备
标准化技术委员会 …… 232f
全矿火风压 …… 104d
全矿性反风 …… 152f
全面罩 …… 100c
全身冷却热保护服 …… 77a
全身振动对人体的
危害 …… 437b
全湿巷道壁面放热量 …… 177f
全压 …… 157e

R

燃料型(氯酸盐
生氧剂) …… 99f
燃烧生成物探测器 …… 109a
燃油惰泡发生装置 …… 41f
燃油惰气发生装置 …… 205a
燃油惰气防灭火 …… 43d
燃油惰气灭火装置 …… 205a
绕道式风桥 …… 389e
热保护服 …… 76f
热磁效应式氧气
传感器 …… 424a
热磁氧气分析仪 …… 219e
热导式(二氧化碳
传感器) …… 45c
热导式甲烷测定器 …… 123d
热导式(气体检测) …… 174c
热导元件 …… 123c
热击 …… 175f

热极限电流 …… 436b
热交换设备的流体阻力
计算 …… 444c
热痉挛 …… 176a
热力学法(测算自然
风压) …… 456f
热敏传感器 …… 454b
热平衡法 …… 213d
热球式风速计 …… 67e
热衰竭 …… 176a
热效式风速传感器 …… 65f
热效式风速计 …… 67e
热噪声温度传感器 …… 414a
人工放水器 …… 30e
人工呼吸 …… 362d
人工填料封孔 …… 269f
人工制冷 …… 169f
人机工程学 …… 359a
人体散热 …… 179d
人体生物节律法 …… 310f
日本(安全监察
机构) …… 309b
日本产多种气体检测仪 …… 41a
日本粉体工业技术协会
(粉尘爆炸危险性)
评价方法 …… 283f
日常防灭火 …… 154b
容量法(测定吸附
瓦斯量) …… 416d
溶洞喷出 …… 410f
溶血性贫血 …… 442c
熔断器 …… 231a
柔性风筒 …… 69e
柔性风筒接头方式 …… 70c
柔性风筒漏风率 …… 70e
入风井底夏季风流热
计算 …… 213e
入回同时(封闭火区) …… 81f
弱火源 …… 400f

S

撒布岩粉的保护带
长度 …… 360f
撒布岩粉的标准 …… 360c
撒布岩粉的参数 …… 360c
撒布岩粉的使用范围 …… 361a
撒布岩粉的周期 …… 360f
撒布岩粉法 …… 360a,288b
三大规程 …… 17d
三级非伤亡事故 …… 327b
三级预防 …… 25d
三期尘肺 …… 21a
三通风筒调风排放
(瓦斯)法 …… 136a
三相泡沫密封煤层
钻孔 …… 270e
三硝基甲苯中毒 …… 361b
(三硝基甲苯中毒)
预防 …… 362a
(三硝基甲苯中毒)
诊断 …… 361f
(三硝基甲苯中毒)
治疗 …… 361f
色谱吸氧法 …… 302f
色谱吸氧法测量仪器 …… 302c
砂带耐爆防火墙 …… 51b
砂袋耐爆防火墙 …… 50c
筛分径 …… 60b
筛分直径 …… 60b
筛落式粉尘爆炸试验
装置 …… 284b
筛上积累百分数 …… 247f
筛下积累百分数 …… 247f
伤亡事故 …… 326e
伤亡事故频率 …… 327e
伤亡事故统计分析 …… 328d
伤亡事故统计指标 …… 327e
伤亡事故严重率 …… 328b
伤员搬运 …… 363b
(伤员现场)处置原则 …… 362b
伤员现场急救 …… 362b
(伤员现场)伤情判断 …… 362b
上保护层 …… 1b
上分层采后灌水 …… 14b
上覆岩层压力(与煤层
透水性的关系) …… 275e
上行风流火灾 …… 216e
烧伤救治 …… 364c
设备表面极限温度 …… 435c
设备接地 …… 237b
设备接线 …… 237b
设备联锁 …… 237b
射流 …… 364d
射流边界层 …… 364e
射流初始段 …… 364e
射流核心区 …… 364e
射流基本段 …… 364e
(射流)极点 …… 364e
(射流)极角 …… 364e
射流流场 …… 364f
射流器 …… 374c
(射流)转折截面 …… 364e
伸缩风筒式吸尘罩 …… 225a
深孔控制卸压爆破 …… 54b
深冷空分机 …… 203f
生产现场监测监护 …… 245e
生产现场特殊监测 …… 245e
生产现场系统监测 …… 245e
生产现场一次性监测 …… 245e
生产性毒物 …… 441d
生烃门限 …… 263d
声波雾化 …… 352b
声波雾化喷嘴 …… 349b
声包式(水幕) …… 350c
声响法(预测岩石与
瓦斯突出) …… 423b
声响接收式寻人仪 …… 73b
湿度计 …… 365b
湿卡它度 …… 172c
湿空气 …… 366a
(湿空气)比容 …… 366d
(湿空气)比湿 …… 366b
(湿空气)的冷 …… 366d
(湿空气)密度 …… 366c
(湿空气)压力 …… 366b
湿球温度 …… 171f,365d
湿润剂 …… 351f
湿润剂水喷雾 …… 351f
湿式除尘器 …… 224c
(湿式)过滤式除尘器 …… 224c
石膏耐爆防火墙 …… 51c
石门防突扩孔钻 …… 366f
石门揭穿突出煤层的
震动爆破 …… 437d

石门突出危险性预测 …… 85a
时间加权平均阈限值 …… 244c
实测的煤层高压吸附
常数 …… 417a
实时产气式(抑爆
喷撒器) …… 430c
实时粉尘浓度测量仪 …… 59b
实效温度 …… 176b
实验性流行病学 …… 440b
始突深度 …… 255c
始突深度变化范围 …… 255f
事故处理工作的领导 …… 131c
事故处理工作的指挥 …… 131c
事故调查 …… 327c
事故树定量分析法 …… 310e
事故树定性分析法 …… 310e
事故树分析法 …… 310d
事故统计 …… 327d
事件树分析法 …… 310c
试验粉尘 …… **367b**
试验粉尘质量系列值 …… 78d
试验喷尘气压系列值 …… 78d
收集器抽放(围岩
瓦斯) …… 412f
手轮式(二氧化碳)
灭火器 …… 46d
手捏胶球式苏生器 …… 378e
手提式常规干粉
灭火器 …… 206a
手提式二氧化碳灭火器 …… 46b
手提式化学泡沫
灭火器 …… 207d
手摇旋转式湿度计 …… 365d
疏水性粉尘 …… 61c
输氮管道 …… 204f
输冷 …… 180a
输送机放热 …… 179a
输送机全长自动灭火
系统 …… 110a
束管火灾监测系统 …… **367e**
(束管火灾监测系统)
气体分析中心设备 …… 368d
树 …… 185d
树叉式(矿井安全环境
集中监测系统) …… 152b
树枝 …… 185d
数码传输方式 …… 281e
数值计算法(解算矿井
通风网络) …… 189b
数值近似计算法求解
(风流与围岩热
交换量) …… 177d
数字式甲烷
报警器 …… 115f,119c
数字式甲烷测定器 …… 122a
双层箱体式吸尘罩 …… 224f
双角联(通风)网络 …… 187d
双旁侧式水槽棚 …… 371a
双人徒手(搬运
伤员)法 …… 363c
双氧水最高温度法 …… 301d
水泵对载冷剂的
加热量 …… 448e
水槽棚 …… **369b**
水槽棚安装 …… 370b
(水槽棚)分散布置 …… 370e
(水槽棚)集中布置 …… 370c
(水槽棚)旁侧布置 …… 371a
(水槽棚)在巷道中的
布置位置 …… 371b
水袋棚 …… 371c
水袋棚安装 …… 371e
(水袋棚)布置位置 …… 371e
(水袋棚)布置形式 …… 371e
水分(对煤尘爆炸性的
影响) …… 285a
水分(对煤尘云着火
能量的影响) …… 285a
水分(对瓦斯吸附量的
影响) …… 416c
水风混合引射器 …… 349a
水风引射器 …… 349a
水封式防爆装置 …… 31d
水封式防回火装置 …… 31d
水沟引排(涌水
放热量) …… 178b
水沟引排(涌水
放热量) …… 178b
水害事故 …… 327c
水环式真空泵 …… 28e
水空气引射器 …… 349a
水冷式(排热) …… 179f
水力冲孔 …… **371f**
(水力冲孔)工艺 …… 372c
水力冲孔影响范围 …… 373a
(水力冲孔)钻孔布置 …… 372d
水力割缝参数 …… 374f
水力割缝抽瓦斯法 …… **373f**
水力割缝工艺流程 …… 374a
(水力割缝)切割速度 …… 375d
(水力割缝)水流量 …… 375d
(水力割缝)水压力 …… 375a
水力割缝装备系统 …… 374d
水力取土自流式制浆
系统 …… 88d
水力压裂抽放瓦斯
效果 …… 376a,376c,378a
水力压裂抽瓦斯法 …… **375c**
水力压裂工艺
参数 …… 376a,378a
(水力压裂)工艺流程 …… 376c
(水力)压裂液 …… 376f
水力压裂钻孔布置 …… 377c
水力引射器 …… 137c,391d
水力引射器送风驱散法
(排瓦斯) …… 136f
水力自动膨胀式
封孔器 …… 274a
水灭火器械 …… 203d
水幕 …… 350b,418e
水泥砂浆封孔 …… 274b
水棚 …… 278e
水平喷淋硐室 …… 247d
水平淘析器 …… 317b
水枪 …… 418e
水砂充填防灭火 …… 90c
水射流风机 …… 391a
水土比 …… 88a
水雾荷电喷嘴 …… 349c
水银开关式(喷雾) …… 349f
水银气压计 …… 355b
水引发型(氯酸盐
生氧剂) …… 99f
水灾事故的自救 …… 149a
水灾事故救护队行动